

Міністерство освіти і науки України
Національний університет водного господарства
та природокористування
Навчально-науковий механічний інститут
Кафедра розробки родовищ та видобування корисних копалин

02-06-61М

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до практичних робіт із навчальної дисципліни
«Технології відкритої розробки корисних копалин»
для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня
за освітньо-професійною програмою «Гірництво»
спеціальності 184 «Гірництво»
денної та заочної форм навчання

Рекомендовано
науково-методичною радою
з якості ННМІ
Протокол № 2 від 29.09.2020 р.

Рівне – 2020

Методичні вказівки до практичних робіт із навчальної дисципліни «Технології відкритої розробки корисних копалин» для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за освітньо-професійною програмою «Гірництво» спеціальності 184 «Гірництво» денної та заочної форм навчання [Електронне видання] / Корнієнко В. Я., Бортник П. П., Семенюк В. В., Кучерук М. О. – Рівне : НУВГП, 2020. – 60 с.

Укладачі:

Корнієнко В. Я., д.т.н., професор, завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Бортник П. П., директор ПрАТ «Рафалівський кар'єр»;

Семенюк В. В., ст. викладач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Кучерук М. О., асистент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Відповідальний за випуск: Корнієнко В. Я., професор, д.т.н., завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Керівник групи забезпечення
спеціальності

Корнієнко В. Я.

© Корнієнко В. Я., Бортник П. П.,
Семенюк В. В., Кучерук М. О., 2020
© НУВГП, 2020

ЗМІСТ	С
Вступ.....	4
Практична робота № 1. Загальні відомості про відкриті гірничі роботи. Способи та технологія розробки родовищ корисних копалини. Кар'єр, його елементи та параметри.....	5
Практична робота № 2. Гірські породи як об'єкт розробки. Корисні копалини та їх якість. Технологічна характеристика гірських порід.....	6
Практична робота № 3. Підготовка гірських порід до виймання. Механічне розпушення гірських порід. Основні положення підготовки скельних порід вибухом.....	8
Практична робота № 4. Розкриття кар'єрного поля. Суть розкриття кар'єрного поля. Відкриті гірничі виробки та їх призначення. Вибір способу розкриття кар'єрного поля.....	21
Практична робота № 5. Відвалоутворення розкривних порід. Суть процесу відвалоутворення та його зв'язок з іншими процесами. Вибір місця розташування відвалів.....	24
Практична робота № 6. Виймально-навантажувальні роботи. Технологічні і фізико-технічні основи робіт.....	29
Практична робота № 7. Виймання порід однокішшевіми екскаваторами.....	35
Практична робота № 8. Виймання порід скреперами, бульдозерами та навантажувачами.....	41
Практична робота № 9. Виймання порід машинами безперервної дії.....	46
Практична робота № 10. Кар'єрні вантажі та засоби їх переміщення.....	49
Практична робота № 11. Переміщення порід та вантажів автомобільним транспортом.....	51
Практична робота № 12. Переміщення порід та вантажів конвеєрним, комбінованим та спеціальним транспортом.....	54
Практична робота № 13. Системи розробки родовищ корисних копалин.....	55
Додатки.....	58
Список використаних літературних джерел.....	60

Вступ

Відкритим способом розробляються поклади корисних копалин для потреб енергетичного комплексу країни, чорних і кольорових металів, гірничо-хімічна сировина, будівельних гірничих порід та інших корисних копалин.

В порівнянні з підземним способом розробки він характеризується високою продуктивністю праці та значно нижчою собівартістю видобутих корисних копалин, можливістю концентрації виробництва на підприємствах із значними обсягами річного виробництва, кращими умовами механізації та автоматизації виробничих процесів, значною повнотою вилучення корисних копалин, а також більш комфортними умовами праці гірників.

Сучасні інженерні та економічні методи розрахунку при плануванні і проектуванні технології, механізації, а також організації гірничих робіт повинні враховувати фізико-механічні властивості гірничих порід, технічні характеристики обладнання з урахуванням конкретних умов кожного кар'єру.

Подальший розвиток відкритого способу розробки покладів корисних копалин можливий на основі удосконалення техніки, технології та організації гірничого виробництва. Сучасні техніка, технологія, організація та умови ведення відкритих гірничих робіт дозволяють значно покращити техніко-економічні показники видобування корисних копалин.

Розвиток гірничої промисловості сприяє розвитку економічного потенціалу країни.

Відкритий спосіб розробки застосовується в різноманітних гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах. Для виконання процесів видобування корисних копалин застосовується значна кількість типорозмірів рядів обладнання, які використовуються для виконання основних та допоміжних технологічних процесів, різноманітні технологічні схеми гірничого виробництва, різні методи розрахунку параметрів та показників обладнання, в широкому діапазоні зміни показників гірничого та транспортного обладнання.

Зниження витрат ресурсів при розробці родовищ можливе за умови використання знань про сучасні технології виконання гірничих робіт.

Практична робота № 1

Загальні відомості про відкриті гірничі роботи. Способи та технологія розробки родовищ корисних копалини. Кар'єр, його елементи та параметри

Вихідні дані задає викладач.

Відкритими гірничими роботами називаються сукупність робіт, які проводяться з земної поверхні з метою видобування різноманітних гірничих порід та створення різних виробок та котлованів. При цьому всі роботи та процеси, які пов'язані з видобуванням корисних копалин, виконуються у відкритих гірничих виробках [1].

Технологія розробки родовища - це сукупність взаємопов'язаних процесів, способів і прийомів механізованого виробництва гірничих робіт, заснована на фундаментальних знаннях закономірностей розробки і можливостей технічних засобів [1].

Уступ - це частина шару, яка розробляється окремо і має форму сходинки [1].

Горизонтальне закладання уступу залежить від висоти уступу та фізико-механічних властивостей гірських порід.

$$C_y = H_y \cdot ctg\alpha, \text{ м}, \quad (1.1)$$

де H_y -висота уступу, м; α - кут нахилу бічної поверхні уступу, град.

Ширина розвалу (B_p) висадженої породи залежить від ширини буровибухової заходки в щільному тілі (III_{66}) та дальності переміщення гірничої маси при висадженні.

Відстань від нижньої бровки розвалу (уступу) до транспортної полоси, приймається $C = 0,5 \div 1,0$ м.

Ширина робочого майданчика для розміщення додаткового обладнання, становить $S = 5 \div 6$ м.

Ширина берми безпеки визначається за формулою

$$Z = H_y \cdot (ctg\alpha_y - ctg\alpha) \geq 3 \text{ м}, \quad (1.2)$$

де α_y - кут стійкості бічної поверхні уступу, град.

Ширина транспортної полоси (для автотранспорту $T = 7$ м; для залізничного транспорту $T = 5$ м).

Довжина з'їзду залежить від виду транспорту

$$L_c = \frac{1000 \cdot H_y}{i}, \text{ м}, \quad (1.3)$$

де i – ухил з'їзду, %.

Висота борту кар'єру визначається за формулою

$$H_6 = H_y \cdot n_6, \text{ м}, \quad (1.4)$$

де n_6 – кількість уступів на борті.

Ширина робочої площадки при видобуванні корисних копалин

$$Ш_{pn} = B_p + C + T + S + Z + Ш_{66}, \text{ м}, \quad (1.5)$$

Горизонтальне закладання робочого борту кар'єру

$$C_{p6} = H_y \cdot n_{p6} \cdot ctg\alpha + Ш_{pn} \cdot (n_{p6} - 1), \text{ м}, \quad (1.6)$$

де n_{p6} – кількість уступів на робочому борті.

Горизонтальне закладання неробочого борту кар'єру при тупикових з'їздах

$$C_{н6} = n_{н6} \cdot (H_y \cdot ctg\alpha_y + b_c) + b_6 \cdot (n_{н6} - 1), \text{ м}, \quad (1.7)$$

де $n_{н6}$ – кількість уступів на неробочому борті, b_c – ширина з'їзду, м; b_6 – ширина захисної берми, м.

Ширина захисної берми приймається

$$b_6 = \frac{H_y}{3}, \text{ м}, \quad (1.8)$$

Кут нахилу укосу робочого борту кар'єру

$$\varphi = \text{artg} \left(\frac{H_{p6}}{C_{p6}} \right), \text{ град}, \quad (1.9)$$

Кут нахилу укосу неробочого борту кар'єру

$$\gamma = \text{arctg} \left(\frac{H_{н6}}{C_{н6}} \right), \text{ град}. \quad (1.10)$$

Практична робота № 2

Гірські породи як об'єкт розробки. Корисні копалини та їх якість.

Технологічна характеристика гірських порід

Вихідні дані задає викладач.

Об'єктами гірничих розробок є різноманітні гірські породи: корінні (магматичні, метаморфічні, осадові тощо), що залягають в товщі земної кори на місці свого утворення та наноси, які їх покривають - подрібненні породи, перевідкладені і перенесені [2].

При розробці гірські породи піддаються різного роду впливам: ударам, зсувам, ущільненням, переміщенню і іншим, в результаті чого змінюється їх стан: наприклад, породи, що знаходяться в масиві в

щільному стані, виявляються зруйнованими.

Академіком В. В. Ржевським запропонована класифікація гірничих порід по відносній трудності руйнування, яка характеризується загальним показником труднощі руйнування породи

$$P_p = 0,05 \cdot [k_{mp} \cdot (\sigma_{cm} + \sigma_{рос} + \sigma_{зд}) + 10^{-3} \cdot \gamma \cdot g] \quad (2.1)$$

де k_{mp} - коефіцієнт тріщинуватості ($k_{mp} = 0,1 \div 1$); щільність порід, кг/м^3 , (щільність бурого вугілля становить $1150 \div 1300 \text{ кг/м}^3$, мідних і залізних руд – $5500 \div 4300 \text{ кг/м}^3$, міцних скельних порід – $2600 - 2900 \text{ кг/м}^3$, напівскельних – $2000 \div 2500 \text{ кг/м}^3$, щільних – $1700 - 2100 \text{ кг/м}^3$, пухких - $800- 1600 \text{ кг/м}^3$); g - прискорення вільного падіння, м/с^2 .

Відносний показник труднощі буріння породи визначається наступним чином

$$P_6 = 0,07 \cdot (\sigma_{cm} + \sigma_{зд} + 10^{-3} \cdot \gamma \cdot g). \quad (2.2)$$

Питомі еталонні витрати вибухової речовини

$$q_e = 0,2 \cdot 10^{-3} \cdot [(\sigma_{cm} + \sigma_{рос} + \sigma_{зд}) + 10^{-3} \cdot \gamma \cdot g], \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}, \quad (2.3)$$

Відносний показник труднощі екскавації гірської породи

$$P_e = 0,022 \cdot ((10^{-2} \cdot \gamma \cdot g \cdot d_{cp} + \sigma_{зд}) + \frac{\gamma \cdot g \cdot d_{cp} + \sigma_{зд}}{10 \cdot k_p^9}), \quad (2.4)$$

де d_{cp} - середній розмір кусків породи в транспортному засобі, м; k_p - коефіцієнт розпушення породи у розвалі.

Відносний показник труднощі транспортування зруйнованої гірської породи

$$P_m = 0,06 \cdot 10^{-3} \cdot \gamma + 5 \cdot d_{cp} \cdot A + 20 \cdot w \cdot n \cdot B \cdot C, \quad (2.5)$$

$$A = 1 + 0,1 \cdot \sigma_{зд}, \quad (2.6)$$

$$B = 1 + \lg(T + 1), \quad (2.7)$$

$$C = 1 - 0,025 \cdot t, \quad (2.8)$$

де w - вологість породи, долі одиниці; T час транспортування породи, год., t - температура повітря, град., враховується при $t \leq 0^\circ\text{C}$.

За трудностю руйнування всі породи поділяються на п'ять класів і 25 категорій. Показник категорії відповідає величині показника труднощі руйнування P_p . Загальний показник труднощі руйнування породи визначає відносний опір гірничих порід впливу зовнішніх зусиль. Цей вплив характерний для всіх процесів відкритої розробки. Для розрахунків окремих процесів відкритої розробки використовуються показники труднощі бурінню, підривання, екскавації та транспортування порід, які мають спільну методологічну основу визначення з показником P_p .

Для технологічної характеристики виділяють наступні групи гірничих порід: пухкі і м'які, щільні, напівскельні і скельні в масиві, напівскельні та скельні зруйновані.

Практична робота № 3

Підготовка гірських порід до виймання. Механічне розпушення гірських порід. Основні положення підготовки скельних порід вибухом

Підготовка скельних порід до виймання в кар'єрах здійснюється за допомогою буровибухових робіт. Від вибору раціонального типу та кількості бурового устаткування, від якості виконання підривних робіт, а також від організації роботи бурового устаткування та засобів механізації на вибухових роботах протягом зміни залежить ритмічна робота інших технологічних процесів (екскавація, транспорт та ін.) і кар'єру в цілому [3].

Вибір типу бурового устаткування здійснюється на основі аналізу фізико-механічних властивостей гірських порід у контурах кар'єру, наявних типів верстатів у гірничому машинобудуванні та досвіду їх використання на аналогічних підприємствах.

Визначення кількості бурових верстатів необхідно здійснювати за окремими категоріями порід, однак частіше всього розрахунки виконують тільки для корисних і скельних розкритих порід [3].

3.1. Розрахунок параметрів зарядів і їх розташування на уступі

Вихідні дані задає викладач.

Метод свердловинних зарядів при використанні вибухових робіт на кар'єрах є основним та найбільш розповсюдженим.

Відповідно до коефіцієнта міцності (за М.М. Протод'яконовим) гірських порід визначаємо категорії міцності порід за БНіП (Будівельні норми і правила) користуючись порівняльними даними класифікації порід [3].

Вибір і обґрунтування типу вибухової речовини здійснюється за міцністю, тріщинуватістю, обводненню масиву гірських порід і умовами розташування заряді.

Таблиця 3.1.1

Застосування ВР при вибухових роботах на кар'єрах

Міцність породи за М.М. Протод'яконовим	Не обводнені гірські породи	Обводнені гірські породи
До 10	Ігданіт, грамоніт 79/21, грануліт-НМ, україніт-Д	україніт-Д, грамоніт 79/21 ГС
10-14	Ігданіт, грамоніт 79/21, грануліт-НМ, україніт-Д, акватор ГЛТ-20, гелекс	україніт-Д, грамоніт 50/50, грамоніт 50/50 В, акватор ГЛТ-20, гелекс
14-20	Акватор ГЛТ-20, грану лит-ММ, україніт - ПМ, гелекс	Акватор ГЛТ-20, україніт - ПМ, гелекс

Діаметр свердловинного заряду вибирається з урахуванням категорії тріщинуватості порід і обмежується лише технологічними умовами. Для забезпечення нормальної проробки підосви уступу при заданій його висоті H і куту укосу уступу α а значення потрібного діаметра заряду розраховується за формулою:

$$d_{св} = \frac{H \cdot ctg \alpha + C}{13,5(3,2 - m) \cdot k_T} \sqrt{\frac{\rho_n \cdot k_{BP}}{\Delta}}, \text{ м} \quad (3.1.1)$$

де H - висота уступу, м; α - кут укосу уступу, град; $C \geq 3$ м - ширина берми безпеки; ρ_n - густина гірської породи кг/м^3 ; m - коефіцієнт зближення свердловин, залежить від структури та міцності породи; $k_{вр}$ - коефіцієнт працездатності ВР; k_T - коефіцієнт, що враховує тріщинуватість масиву (для порід I категорії тріщинуватості $k_m=0,5$, II - $k_m=0,7$; III - $k_m=0,9$; IV - $k_m=1,1$; V - $k_T=1,3$); Δ - щільність заряджання ВР, кг/м^3 .

Для забезпечення заданої інтенсивності дроблення гірської породи і надійного відпрацювання підосви уступу діаметр свердловини повинен прийматися з врахуванням технологічних параметрів вибухового відбою за формулою:

$$d_{св} = 9 \cdot H + 35,5 \cdot K_p + 33,5 \cdot F - 195, \text{ мм}, \quad (3.1.2)$$

де K_p - коефіцієнт розпушування гірської породи; F - група породи у відповідності до БНіП.

Розрахований діаметр порівнюють з типорозміром бурового інструменту та при необхідності корегують. За прийнятим діаметром бурового інструменту визначають діаметр заряду з урахуванням розбурювання свердловини

$$d_3 = d_{ce} \cdot k_p, \text{ м}, \quad (3.1.3)$$

де k_p - коефіцієнт розбурювання свердловини

$$k_p = 1,06 - 0,003 (f - 2), \quad (3.1.4)$$

де f - коефіцієнт міцності породи за шкалою М.М. Протод'яконова.

Питомі витрати вибухової речовини для забезпечення потрібного ступеню дроблення за виходом крупних кусків у розвалі гірничої маси розраховується за формулою

$$q_p = 0,13 p_n \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_3 d_0) \left(\frac{0,5}{d_k} \right)^{0,4} k_{BP}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}, \quad (3.1.5)$$

де p_n - густина гірської породи., т/м³; f - коефіцієнт міцності порід (за М.М. Протод'яконовим); d_3 - діаметр заряду, м; d_0 - середній розмір (діаметр) окремоті в масиві, d_k - потрібний граничний розмір кондиційного куска породи, м.

Числові значення питомих витрат порівнюють з розрахунковими питомими витратами. В подальших розрахунках необхідно приймати тільки ге значення питомих витрат вибухових речовин, які відповідають табличному або табличне.

Маса одного погонного метру заряду в свердловині

$$\gamma = 0,25 \pi \cdot d_{ce}^2 \cdot \Delta, \text{ кг/м}. \quad (3.1.6)$$

Величину опору по підшві уступу (ОПП):

$$W = \sqrt{k \frac{\gamma}{q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (3.1.7)$$

де k - коефіцієнт заповнення свердловини, приймається від висоти H уступу: $k=0,6$ при $H \leq 15$ м; $k=0,7$ при $H > 15$ м.

Величина ОПП W_6 за умовами безпечного розміщення бурового верстата на уступі при бурінні першого ряду свердловин:

$$W_6 \geq H \cdot ctg \alpha + C, \text{ м}, \quad (3.1.8)$$

де α - кут укосу уступу ($\alpha = 60 \dots 85^\circ$); $C=3$ м - розмір берми безпеки.

Визначені значення ОПП W та W_6 порівнюються і в подальших

розрахунках використовують більше значення.

Відстань між свердловинами:

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (3.1.9)$$

Число рядів свердловин приймають відповідно до ширини робочої площадки уступу. Для забезпечення високого ступеня дроблення число повинно бути не менше чотирьох.

Відстань між рядами свердловин на уступі

$$b = (0,75 \dots 1,0) \cdot W, \text{ м}. \quad (3.1.10)$$

Менше значення відповідає породам міцним і доволі міцним, а більше - породам середньої та меншої міцності.

За розрахованими параметрами розташування свердловин на уступі визначають об'єм гірських порід, які приходяться на одну свердловину першого ряду

$$V_{св}^I = a \cdot W \cdot H, \text{ м}^3, \quad (3.1.11)$$

та наступних рядів

$$V_{св}^2 = a \cdot b \cdot H, \text{ м}^3, \quad (3.1.12)$$

Величина перебурусвердловини визначається: більше значення відповідає міцним та дуже міцним породам; менше - середньої та малої міцності.

$$l_{пер} = (0,1 \dots 0,3) \cdot W, \text{ м}. \quad (3.1.13)$$

Довжина свердловини на уступі

$$l_{св} = H + l_{пер}, \text{ м}. \quad (3.1.14)$$

Довжина забивання свердловини при руйнуванні порід на уступі: менше значення відповідає породам міцним і дуже міцним, а більше - середньої та малої міцності

$$l_{заб} = (0,5 \dots 0,75) \cdot W, \text{ м}. \quad (3.1.15)$$

Довжина заряду в свердловині з геометричних умов

$$l_{зар} = l_{св} - l_{заб}, \text{ м}. \quad (3.1.16)$$

Маса заряду в одній свердловині першого ряду

$$Q_I = q \cdot V_{св}^I, \text{ кг}. \quad (3.1.17)$$

Маса заряду в одній свердловині другого та наступних рядів

$$Q_n = q \cdot V_{св}^n, \text{ кг}. \quad (3.1.18)$$

Довжина заряду в одній свердловині i - того заряду

$$l_{зар}^i = \frac{Q_i}{\gamma}, \text{ м}, \quad i = 1k, \quad (3.1.19)$$

де Q_i – маса заряду в свердловині i -того ряду; k – кількість зарядів свердловин на уступі.

Визначену довжину заряду порівнюють з геометричним розрахунком його елементів, якщо довжина заряду за умовами його розташування в свердловині менша геометричної то уточнюють геометричні параметри елементів заряду, якщо ні, то необхідно перейти до більшого діаметру свердловин, або застосувати парнозближені свердловини.

Вихід гірничої маси з одного метру свердловини першого та наступних рядів

$$B_1 = \frac{a \cdot H \cdot W}{l_{св}}, \quad B_2 = \frac{a \cdot b \cdot H}{l_{св}}, \quad \text{м}^3/\text{м}. \quad (3.1.20)$$

Об'єм гірничої маси, яка отримується за один масовий вибух

$$V_{мас} = a \cdot n_{св} (W+b \cdot (k-1)) \cdot H, \text{ м}^3, \quad (3.1.21)$$

де $n_{св}$ — кількість свердловин в одному ряду.

Загальні витрати вибухової речовини для масового вибуху

$$Q_{заг} = q \cdot V_{мас}, \text{ кг}. \quad (3.1.22)$$

Для зменшення переподрібнення маси (особливо при підриванні масивів нерудних корисних копалин) швидкість детонації вибухової речовини з фізико-технічними характеристиками гірських порід. Тому вибрану ВР слід перевірити за величиною швидкості детонації

$$C = \sqrt{A \cdot f \cdot \rho_n}, \quad \frac{\text{м}}{\text{с}}, \quad (3.1.23)$$

де A - акустичний показник тріщинуватості масиву; f - коефіцієнт міцності породи за М.М. Протод'яконовим; ρ_n - густина породи в зразку, $\text{т}/\text{м}^3$.

Вибір конструкції заряду проводиться залежно від міцності, тріщинуватості, блочності і обводнення порід уступу. Для водовмісних вибухових речовин, конструкція заряду - суцільний колонковий заряд. Для насипних ВР можна застосувати конструкцію заряду з повітряними, породними або водними проміжками [4].

Розрахунок конструкції свердловинного заряду з проміжками проводиться в наступному порядку. Спочатку визначають сумарну

довжину проміжків в свердловині

$$l_{np} = (0,15 \dots 0,4) \cdot l_{зар}, \text{ м.} \quad (3.1.24)$$

Враховуючи, що довжина одного проміжку не повинна перевищувати 2 м, визначають їх кількість

$$n_{np} = 0,5 \cdot l_{np}, \text{ шт.} \quad (3.1.25)$$

Значення n_{np} заокруглюють до найближчого більшого або меншого цілого числа. Фактична довжина проміжку між зарядами:

$$l_{np}^{\phi} = \frac{l_{np}}{n_{np}^{\phi}}, \text{ м.} \quad (3.1.26)$$

Сумарна довжина заряду в свердловині з проміжками для відповідного ряду

$$l_{зар}^i = n_{np}^{\phi} l_{зар}^{\phi} + \frac{Q_i}{\gamma}, \text{ м, } i = \overline{1, k} \quad (3.1.27)$$

Довжина забивки для першого і наступних рядів свердловин повинна задовольняти умові:

$$l_{заб}(1 - (0,2 \dots 0,3)) > l_{св} - l_{зар}, \quad i = \overline{1, k} \quad (3.1.28)$$

Якщо умова не виконується, то слід варіювати довжиною проміжку в межах $(0,15 \dots 0,4)l_{зар}$ а також межами допустимого зменшення довжини забивки (20.30%) за наявності проміжку.

Вагові характеристики основних (нижніх частин) зарядів

$$Q_n^i = (0,65 \dots 0,75) \cdot Q_i, \text{ кг, } i = \overline{1, k} \quad (3.1.29)$$

Сумарна вага додаткових (розсосереджених) зарядів в свердловині

$$Q_{орз}^i = Q_i - Q_n^i, \text{ кг, } i = \overline{1, k} \quad (3.1.30)$$

Вага одиничних розсосереджених зарядів в свердловині

$$Q_{орз}^i = Q_{орз}^i / n_{np}^{\phi}, \text{ кг.} \quad (3.1.31)$$

Виходячи з місткості свердловини, визначаються лінійні характеристики частин свердловинного заряду

$$l_{nz}^i = Q_n^i / \gamma, \quad l_{оз}^i = Q_{орз}^i / \lambda, \text{ м, } i = \overline{1, k}, \quad z = \overline{1, n_{np}^{\phi}} \quad (3.1.32)$$

Отримані лінійні характеристики свердловинного заряду слід перевірити на відповідність умові розміщення елементів зарядів в свердловині

$$l_c - l_{заб,i}^y - l_{нз}^z - n_{np}^{\phi} l_{\partial з}^{z,i} - n_{np}^{\phi} l_{np}^{\phi} \geq 0 \quad (3.1.33)$$

Якщо умова виконується і різниця більше 0, то її необхідно віднести до забивки і скорегувати останню. Якщо умова не виконується, то необхідно скоротити число повітряних проміжків.

Конструкцію зарядів зображають в масштабі з прив'язкою до уступу.

3.2. Розрахунок обсягів буріння

Мета розрахунку - визначити на річний обсяг видобутку корисних копалин необхідну кількість бурових верстатів і свердловин, які висаджуються. Змінна продуктивність бурових верстатів

$$Q_{зм} = T_{зм} K_{\epsilon} V_{\sigma}, \frac{м}{год}, \quad (3.2.1)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, год; K_{ϵ} - коефіцієнт використання робочого часу верстата ($K_{\epsilon} = 0,5...0,7$); V_{σ} - технічна швидкість буріння, м/год.

Для верстатів шарошечного буріння

$$V_{\sigma} = \frac{0,036 P n_{\epsilon}}{f d_{\sigma}}, \frac{м}{год}, \quad (3.2.2)$$

де P - осьове зусилля на долото, кН; n_{ϵ} - частота обертання бурового інструменту, c^{-1} , d_{σ} - діаметр долота, м.

Розрахункові значення $Q_{зм}$ для шарошечного буріння порівнюється з паспортними даними для верстатів.

Середньорічна продуктивність верстата

$$Q_P = N_{зм} Q_{зм}, м, \quad (3.2.3)$$

де $N_{зм}$ - число робочих змін протягом року.

$$N_{зм} = n_{зм} Z_p, змін, \quad (3.2.4)$$

де $n_{зм}$ - число змін роботи бурового станка за добу ($n_{зм} = 1,2,3$); Z_p - число робочих днів протягом року.

Річний обсяг буріння

$$L_P = A_P \left(\frac{\beta}{B_1} + \frac{1-\beta}{B_2} \right), м, \quad (3.2.5)$$

де β - відносний вміст свердловин першого ряду в блоці; A_P - річна продуктивність кар'єру по гірничій масі, $м^3$.

Необхідна кількість бурових станків для виконання річного об'єму

бурових робіт

$$N = \frac{L_p K_{рез}}{Q_p K_{вр}}, \text{ шт.}, \quad (3.2.6)$$

де $K_{рез}$ - коефіцієнт резерву бурових верстатів ($K_{рез} = 1,25$); $K_{вр}$ - коефіцієнт річного використання верстатів.

Необхідна кількість свердловин, для виконання річного об'єму видобутку корисних копалин, першого та наступних рядів свердловин та їх загальна кількість

$$n_{св}^1 = \frac{A_p \beta}{V_{св}^1}, \quad n_{св}^2 = \frac{A_p (1 - \beta)}{V_{св}^2}, \quad n_{св}^{заг} = n_{св}^1 + n_{св}^2, \text{ шт.} \quad (3.2.7)$$

3.3. Розрахунок технологічних обсягів руйнування гірських порід

Місячний об'єм гірничої маси, підготовленої до виймання

$$V_{міс} = \frac{A_p}{12}, \text{ м}^3 \quad (3.3.1)$$

Об'єм гірничої маси, що відбивається за один масовий вибух

$$V_{мв} = V_{мас} / \alpha, \text{ м}^3 \quad (3.3.2)$$

де $\alpha = 2 \dots 3$ - кількість масових вибухів в місяць.

Кількість свердловин першого та наступних рядів, а також їх загальна кількість в одному масовому вибуху

$$n_{мв}^1 = \beta V_{мв} / V_{св}^1, \text{ шт.}, \quad (3.3.3)$$

$$n_{мв}^2 = (1 - \beta) V_{мв} / V_{св}^2, \text{ шт.}, \quad (3.3.4)$$

$$n_{мв}^{св} = n_{мв}^1 + n_{мв}^2, \text{ шт.} \quad (3.3.5)$$

Отримані значення кількості свердловин необхідно привести до однакової кількості свердловин в кожному ряду.

Маса вибухових речовин необхідних на один масовий вибух:

$$Q_{мв} = Q^1 n_{мв}^1 + Q^i n_{мв}^2, \text{ кг.} \quad (3.3.6)$$

Річна потреба у вибухових речовинах

$$Q_{вр}^{річ} = Q^1 n_{св}^1 + Q^i n_{св}^2, \text{ кг.} \quad (3.3.7)$$

При кількості рядів свердловин $n_{ряд} = 1 / \beta$ в масовому вибуху

визначається ширина блоку висадження гірничої маси

$$III_{\text{бб}} = W + b(n_{\text{ряд}} - 0,5), \text{ м.} \quad (3.3.8)$$

Довжина блоку масового вибуху

$$L_{\text{бб}} = an_{\text{мв}}^1, \text{ м.} \quad (3.3.9)$$

Загальний об'єм гірської маси в блоці

$$V_{\text{бб}} = III_{\text{бб}} L_{\text{бб}}, \text{ м}^3. \quad (3.3.10)$$

3.4. Розрахунок вибухової мережі

При багаторядному короткоуповільненому висаджуванні час уповільнення визначається за формулою:

$$\tau = A_{\text{сн}} W, \text{ мс,} \quad (3.4.1)$$

де $A_{\text{сн}}$ - коефіцієнт уповільнення, який залежить від фізико-механічних властивостей гірських порід.

Таблиця 3.4.1.

Коефіцієнт уповільнення при короткоуповільненому висадженні

Міцність породи	Породи	Коефіцієнт уповільнення
Особливо міцні	Граніт, перидотит, сульфідні міцні руди та інші	3
Міцні	Аркозовий піщаник, міцні сланці, залізисті кварцити та інші	4
Середньої міцності	Вапняки, мармур, магнезити, філітові сланці, серпентініт та інші	5
М'які	Мергель, крейда, глинисті сланці, кам'яне вугілля, аргіліти та інші	6

Розрахований інтервал уповільнення заокруглюється до найближчого стандартного значення: 10, 20, 35, 50, 75 мс при підриванні за допомогою КЗДШ. У разі необхідності отримання інтервалу сповільнення більшої величини, КЗДШ з'єднуються послідовно. При ініціюванні зарядів за допомогою електродетонаторів короткоуповільненої дії розрахунковий час уповільнення заокруглюється до найближчого значення згідно технічних характеристик для відповідних електродетонаторів. Для нульового рівня уповільнення рекомендується використовувати

електродетонатори миттєвої дії ЕД-8-3-8-Ж [5].

Для виготовлення проміжних детонаторів свердловинних зарядів слід застосовувати тротиліві шашки Т-400.

При монтажі вибухових мереж з використанням детонуючого шнура (ДШ) сумарна довжина кінцевих ДШ визначається в залежності від геометричних параметрів свердловин та їх розташування на уступі

$$L_{\text{дш}}^{\kappa} = K_{\text{зан}}^{\kappa} l_{\text{б}}^{\text{св}} n_{\text{мв}}, \text{ м}, \quad (3.4.2)$$

де $K_{\text{зан}}^{\kappa} = 1,15 \dots 1,25$ - коефіцієнт запасу, що враховує витрату ДШ на слабину, з'єднання рядів зарядів, вузли тощо; $l_{\text{б}}$ - довжина ДШ від поверхні уступу до проміжного детонатора, м.

При нижньому розташуванні проміжного детонатора $l_{\text{б}} = l_{\text{св}}$ при верхньому – $l_{\text{б}} = l_{\text{заб}}$. При $l_{\text{св}} > 15$ м, згідно з Єдиними правилами безпеки (ЄПБ) кінцеві детонуючі шнури дублюються. У випадку, коли в свердловині розташовані два проміжні детонатори, розрахунок здійснюється для кожного, а результати додаються [5].

Довжина магістрального детонуючого шнура визначається у відповідності до розташування свердловин на уступі.

$$L_{\text{дш}}^{\text{м}} = K_{\text{зан}}^{\text{м}} a n_{\text{мв}}^{\text{св}}, \text{ м}, \quad (3.4.3)$$

де $K_{\text{зан}}^{\text{м}} = 1,15 \dots 1,25$ – коефіцієнт запасу, що враховує витрату ДШ. Витрат детонуючого шнура на масовий вибух

$$L_{\text{дш}}^{\text{мв}} = L_{\text{дш}}^{\text{м}} + L_{\text{дш}}^{\kappa}, \text{ м}. \quad (3.4.4)$$

Загальні витрати детонуючого шнура на річний обсяг робіт:

$$L_{\text{дш}}^{\text{р}} = L_{\text{дш}}^{\text{мв}} \frac{A_{\text{р}}}{V_{\text{мв}}}, \text{ м}. \quad (3.4.5)$$

За результатами розрахунків розробляється схема розташування свердловин на блоці, що висаджується, обґрунтовується схема короткоуповільненого підривання гірських порід. Розробляється схема розташування заряду вибухової речовини та проміжних детонаторів в свердловині. Схема розташування свердловин з зарядами на блоці виконується в масштабі з дотриманням вимог до гірничої графічної документації (ГОСТ 2.850-75 - ГОСТ 2.875-75).

3.5. Визначення параметрів розвалу висадженої гірничої маси

При багаторядному короткоуповільненому підриванні гірської

породи ширина розвалу гірничої маси

$$B_m = K_3 K_\epsilon K_\beta H \sqrt{q} + b(n_{ряд} - 1), \text{ м}, \quad (3.5.1)$$

де K_3 - коефіцієнт дальності відкидання висадженої породи, який залежить від інтервалу уповільнення; K_ϵ - коефіцієнт, що характеризує висаджуваність гірської породи; K_β - коефіцієнт, що враховує кут нахилу свердловин до горизонту; $n_{ряд}$ - кількість рядів свердловин; b - відстань між рядами свердловин, м.

$$K_\beta = 1 + 0,5 \sin(\pi/2 - \beta), \quad (3.5.2)$$

де β - кут нахилу свердловини до горизонту, рад.

Висота і форма розвалу при багаторядному підриванні залежить від схеми висадження гірської маси.

Схема розвалу гірничої маси зображується в масштабі з дотриманням вимог до гірничої графічної документації.

3.6. Вторинне дроблення негабаритних кусків гірничої маси

Для знаходження очікуваного процентного вмісту фракцій негабаритів в масиві необхідно визначити допустимий максимальний розмір куска породи. Він встановлюється як найменший з кусків, що допускаються, знайдених за: об'ємом ковша екскаватора, об'ємом транспортних посудин, максимальним розміром приймальних отворів перевантажувальних бункерів, воронок, дробарок, грохотів; максимальним розміром куска породи при навантаженні гірничої маси на стрічковий конвеєр (якщо такий застосовується).

За об'ємом ковша екскаватора максимальний розмір куска гірничої маси

$$d_{\max} = 0,75 \sqrt[3]{E}, \text{ м}, \quad (3.6.1)$$

де E - об'єм ковша екскаватора, м^3 .

За об'ємом транспортних посудин максимальний розмір куска гірничої маси

$$d_{\max}^T \leq 0,5 \sqrt[3]{E_T}, \text{ м}, \quad (3.6.2)$$

де E_T - об'єм посудини транспортного засобу, м^3 .

Об'єм посудини транспортного засобу у відповідності до технічних умов експлуатації повинен в 3-4 рази перевищувати об'єм ковша екскаватора.

За розміром приймальних отворів перевантажувальних бункерів,

воронок, дробарок, грохотів максимальний розмір куска породи

$$d_{msx}^d \leq (0,75 \dots 0,85) b_D, \text{ м}, \quad (3.6.3)$$

де b_D - ширина приймального отвору, м.

За максимальним розміром куска при навантаженні гірничої маси на стрічковий конвеєр (якщо такий застосовується)

$$d_{max}^c \leq 0,5 b_c - 0,1, \text{ м}, \quad (3.6.4)$$

де b_c - ширина стрічки конвеєра, м.

За результатами розрахунку приймаємо найменше значення d_{max} . Вихід негабаритних кусків гірничої маси (V_n) приймається в межах $V_n = 1 \dots 8 \%$.

Об'єм негабаритних кусків в одному масовому вибуху

$$V_{нез} = \frac{V_n V_{ме}}{100}, \text{ м}^3. \quad (3.6.5)$$

Кількість негабаритних кусків гірничої маси

$$n_{нез} = \frac{V_{нез}}{d_{max}^3}, \text{ м}. \quad (3.6.6)$$

Для буріння шпурів вибирається тип перфоратора, компресора і діаметр бурової коронки.

Довжина шпуру при руйнуванні негабаритних кусків породи

$$l_{ун} = (0,25 \dots 0,50) d_{max}, \text{ м}. \quad (3.6.7)$$

Маса заряду вибухової речовини в шпурі

$$Q_{ун} = q_{ун} d_{max}^3, \text{ м}, \quad (3.6.8)$$

де $q_{ун}$ - питомі витрати вибухової речовини при руйнуванні негабаритних кусків гірничої маси, приймається $0,3 \text{ кг/м}^3$ при використанні амоніту 6ЖВ.

Довжину шпуру перевіряється за його місткістю

$$l_{ун} \geq \frac{4 Q_{ун}}{\pi d_{ун}^2 \Delta_{ун}}, \text{ м}, \quad (3.6.9)$$

де $\Delta_{ун}$ - щільність заряджання вибухової речовини, кг/м^3 .

При невиконанні умови (3.6.9) бурять два шпури, відстань між якими знаходять за формулою

$$a_{ун} = (0,5 \dots 0,9) l_{ун}, \text{ м}. \quad (3.6.10)$$

Сумарна кількість шпурів при вторинному дробленні

$$N_{ун} = n_{нез} n_{ун}, \text{ шт}, \quad (3.6.11)$$

де $n_{\text{шп}}$, -кількість шпурів в одному негабаритному куску породи.

Об'єм вторинного буріння на один масовий вибух

$$L_{\text{шп}} = N_{\text{шп}} l_{\text{шп}}, \text{ м.} \quad (3.6.12)$$

Маса вибухової речовини на вторинне дроблення негабаритних кусків одного масового вибуху:

$$Q_{\text{вд}} = Q_{\text{шп}} N_{\text{шп}}, \text{ кг.} \quad (3.6.13)$$

Річна потреба у вибуховій речовині на вторинне дроблення:

$$Q_{\text{вдр}} = A_p Q_{\text{вд}} / V_{\text{мв}}, \text{ кг.} \quad (3.6.14)$$

Річний об'єм вторинного буріння:

$$L_{\text{шп.р}} = L_{\text{шп}} Q_{\text{вд}} / V_{\text{мв}}, \text{ м.} \quad (3.6.15)$$

3.7. Механізація вибухових робіт

Для вибраної вибухової речовини обґрунтовується схема механізації від базисного складу або виробника до блоку, яка включає, тип машини для розтарювання, транспортно-зарядної і забійочної машин. Наводяться їх технічні характеристики, опис складу і порядку виконання технологічних процесів в схемі механізації, визначається змінна продуктивність і необхідну кількість зарядних агрегатів і забійочних машин.

Продуктивність зарядної машини:

$$Q_{\text{зм}} = \frac{T_{\text{зм}} K_{\text{взм}} G_{\text{б}}}{t_{\text{зав}} + \frac{2L_T}{V_M} + K_{\text{св}} \frac{G_{\text{б}}}{Q_{\text{п}}}}, \frac{\text{т}}{\text{зм}}, \quad (3.7.1)$$

де $T_{\text{зм}}$ - тривалість зміни, год; $K_{\text{взм}}$ - коефіцієнт використання часу ($K_{\text{взм}}$ - 0,7...0,8); L_T - відстань транспортування ВР від витратного складу або виробника до блоку; V_M - швидкість руху зарядної машини в завантаженому стані ($V_M = 40$ км/год); $t_{\text{зав}}$ - тривалість завантаження вибуховою речовиною ємності зарядної машини, год.; $K_{\text{св}} = 1,3...1,5$ - коефіцієнт, що враховує час переїзду зарядної машини між свердловинами і підготовки до заряджання; $G_{\text{б}}$ - маса вибухового матеріалу в ємності зарядної машини, т; $Q_{\text{п}}$ - продуктивність подаючого пристрою зарядної машини, т/год.

Час заряджання однієї свердловини:

$$t_{\text{зар}} = Q_{\text{св}} / Q_{\text{п}}, \text{ год,} \quad (3.7.2)$$

де $Q_{\text{св}}$ - маса вибухового матеріалу, який необхідно завантажити в

свердловину, т.

Необхідна кількість зарядних машин:

$$N_{зам} = Q_{мв} / Q_{зм}, \text{ шт.} \quad (3.7.3)$$

Розраховану кількість зарядних машин округлюють до більшого ближчого цілого числа. Об'єм гірської маси необхідний для забивання однієї свердловини

$$V_{заб}^{св} = \frac{\pi d_{св}^2}{4} l_{заб} m^3, \quad (3.7.4)$$

де $d_{св}$ - діаметр свердловини, м; $l_{заб}$ - довжини забивки заряду в свердловині, м.

Необхідна кількість гірничих порід для забивання свердловин одного масового вибуху

$$V_{заб}^{мв} = V_{заб}^{св} n_{мв}^{св}, m^3, \quad (3.7.5)$$

Необхідна кількість забійочних машин

$$N_{заб} = \frac{V_{заб}^{мв} K_{рез}^{зб} K_{взм}}{V_{збм}}, \text{ шт.} \quad (3.7.6)$$

де $K_{рез}^{зб}$ - коефіцієнт резерву забій очних машин, $K_{взм}$ - коефіцієнт використання робочого часу забійочної машини; $V_{збм}$ - об'єм ємності забійочної машини, м³.

Розраховану кількість забійочних машин округлюють до більшого ближчого цілого числа.

Практична робота № 4

Розкриття кар'єрного поля. Суть розкриття кар'єрного поля.

Відкриті гірничі виробки та їх призначення. Вибір способу розкриття кар'єрного поля

Розкриття родовища або кар'єрного поля здійснюється з метою створення транспортного зв'язку між діючими забоями та пунктами розвантаження корисної копалини і порід розкриття на земній поверхні. Для переміщення гірської маси на поверхню проводять спеціальні виробки - траншеї, під певним кутом нахилу, оскільки з'єднують уступи з різними висотними відмітками. Розкриття траншеї мають трапецієвидний, або трикутний поперечні перерізи і

називаються капітальними. Для створення початкового фронту робіт на розкритому уступі від капітальної траншеї проводять горизонтальну виробку - розрізну траншею. Капітальні траншеї можуть бути внутрішніми і зовнішніми. Внутрішні траншеї розташовують всередині контуру кар'єра, на його бортах; зовнішні - за межами його контуру [1].

Довжина в'їздної траншеї:

$$L_B = \frac{1000 \cdot h}{i}, \text{ м}, \quad (4.1)$$

де h - висота уступу, м; i – ухил в'їздної траншеї.

Об'єм в'їздної траншеї:

$$V_e = \frac{1000 \cdot h^2}{2 \cdot i} \left[b + \frac{ih}{1000 \cdot \text{tg} \alpha} \left(\frac{1000}{1,5 \cdot i} + \frac{b}{h} + \frac{\pi}{3 \text{tg} \alpha} \right) \right], \text{ м}^3, \quad (4.2)$$

де α - кут ухилу бічної поверхні в'їздної траншеї, град.; b - ширина траншеї по дну, м.

Тривалість проходження в'їздної траншеї

$$T_e = \frac{12 \cdot V_e}{c \cdot Q}, \text{ міс}, \quad (4.3)$$

де Q — річна продуктивність екскаватора, м³/рік; c - коефіцієнт зниження продуктивності екскаватора при спорудженні траншей.

Площа поперечного перерізу розрізної траншеї:

$$S_T = h (b + h \cdot \text{ctg} \alpha), \text{ м}^2 \quad (4.4)$$

Швидкість спорудження розрізної траншеї визначається за формулою

$$V_e = \frac{c \cdot Q}{12 \cdot S_T}, \text{ міс}, \quad (4.5)$$

Об'єм екскаваторного блоку визначається наступним чином

$$V_0 = L_0 h (B_0 + h (\text{ctg} \beta + \text{ctg} \alpha)), \text{ м}^3, \quad (4.6)$$

де L_0 - довжина екскаваторного блоку, м; B_0 - ширина робочої площадки, м, β - кут заглиблення, град.

Час відпрацювання екскаваторного блоку:

$$T_0 = \frac{12 \cdot V_0}{Q}, \text{ міс}. \quad (4.7)$$

Будуємо графік організації робіт при розкритті родовища $L \sim f(T)$. При цьому приймається довжина площадок примикання в'їзних траншей допустиму відстань між екскаваторами l_0 .

З графіку функції $L=f(T)$, при роботі на горизонті 1 трьох екскаваторів визначається час розкриття горизонту 1 (T_n), а потім можливе розкриття горизонту 2, використовуючи екскаватор №4.

Швидкість поглиблення кар'єру визначається наступним чином

$$h_n = \frac{12 \cdot h}{T_n}, \frac{\text{м}}{\text{рік}}. \quad (4.8)$$

Обмеження інтенсивності пов'язано з відпрацюванням блоку 3 горизонту 1 (точка N).

Для прискорення розкриття горизонту 2, необхідно змінити параметри блоків 3,4,5, або блоку 2 горизонту 1.

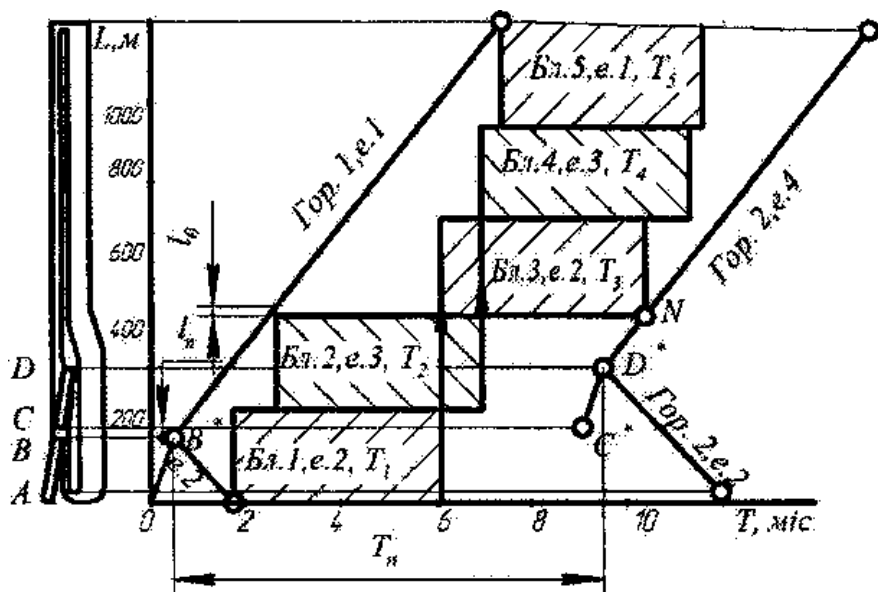


Рис.4.1. Графік функції $L=f(T)$ при розкритті поступальними з'їздами

Завдання: Визначити основні параметри розкриття кар'єрного поля згідно вихідних даних, які наведені в таблиці 4.1.

Таблиця 4.1

Вихідні дані до практичної роботи 4

№ варіанту	h, м	i, ‰	α°	b, м	Q, м ³ /рік	c	Lb, м	β°	Bo, м
1	10	60	75	12	2500000	0,8	200	53	22
2	12	62	78	11,5	2500000	0,8	200	55	20
3	13,5	65	73	12,5	2500000	0,8	200	57	21

Продовження таблиці 4.1

4	11	59	76	12	2500000	0,8	200	54	19
5	9	58	72	11	2500000	0,8	200	56	20
6	14	66	78	13	2500000	0,8	200	55	18
7	10,5	61	75	13,5	2500000	0,8	200	57	20
8	13	64	73	12	2500000	0,8	200	53	22
9	11,5	62	76	11	2500000	0,8	200	55	19
10	12,5	63	73	13	2500000	0,8	200	54	21

Практична робота № 5

**Відвалоутворення розкривних порід. Суть процесу
відвалоутворення та його зв'язок з іншими процесами. Вибір
місця розташування відвалів**

Штучний насип утворений в результаті складування розкривних порід, називається *відвалом*, а сукупність виробничих операцій з прийому та розміщення розкривних порід на відвалі - *відвальними роботами* [3].

Відвалоутворення при залізничному транспорті.

При залізничному транспорті при складуванні розкривних порід застосовують відвальні плуги, абзетцери, бульдозери тощо, 85-90% всіх об'ємів складування порід виконують механічними лопатами та драглайнами [3].

Екскараторне відвалоутворення. При проектуванні даного виробничого процесу, якщо породи складаються з застосуванням механічних лопат, а транспортуються залізничним транспортом, вихідним матеріалом є наступні показники: *тип екскаватора, його технологічні та робочі параметри; марка вагонів (думпкарів);*

тривалість зміни; коефіцієнт, що враховує нерівномірність подачі потягів; відстань від обмінного пункту до місця розвантаження; середня швидкість руху потягів на відвалі; час на зв'язок при обміні потягів; число вагонів у потязі; час на розвантаження одного вагону; тривалість екскаваторного циклу; коефіцієнт наповнення ковша; коефіцієнт використання екскаватора в часі; робоча довжина відвального тупика; висота відвалу; час, необхідний для перекидання рейкового шляху одного тупика; коефіцієнт, що враховує резервні тупики [3].

Можливе число потягів, що подаються на відвальний тупик за зміну визначається наступним чином

$$N = \frac{T_{зм} f}{\frac{2L}{v} + \tau + n_e + t_p}, \text{ шт}, \quad (5.1)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, год.; f - коефіцієнт, що враховує нерівномірність подачі потягів ($f=0,85-0,95$); L - відстань від обмінного пункту до місця розвантаження, км; v - середня швидкість руху потягів на відвалі, приймається згідно з даними технічної служби кар'єру, або з технологічних довідників; τ - час на зв'язок при обміні потягів, приймається рівним 0,05 год.; n_e - число вагонів у потязі, шт.; t_p - час на розвантаження одного вагона (при виконанні розрахунків приймається $t_p=0,02$ год.).

Приймальна здатність відвального тупика визначається за формулою

$$\omega_c = N q_e n_e, \text{ м}^3, \quad (5.2)$$

де q_e - кількість породи в цілику, що вміщується у вагон, м^3 .

Експлуатаційна продуктивність відвального екскаватора визначається у відповідності до методики її розрахунку.

Крок пересування рейкового шляху на відвальному тупику визначається за формулою

$$c = \sqrt{R_q - \left(\frac{l_1}{2}\right)^2} + R_p, \text{ м}, \quad (5.3)$$

де R_p і R_q - радіуси розвантаження і черпання екскаватора, м; l_1 - довжина фронту розвантаження (приймається рівною довжині 2-2,5 вагонів).

Час між пересуваннями рейкового шляху

$$T_n = \frac{\omega_c}{Q_{3M}}, \text{ змін,} \quad (5.4)$$

де Q_{3M} - обсяг породи, яка вивозиться з кар'єру за зміну.

Необхідна кількість відвальних тупиків

$$n_n = \frac{Q_{3M}}{\omega_c} \left(1 + \frac{t_{nep}}{T_n} \right) k_{рез}, \text{ шт,} \quad (5.5)$$

де t_{nep} – час необхідний на перекладання рейкового шляху одного тупика, змін; $k_{рез}$ – коефіцієнт резерву тупиків ($k_{рез}=1,2-1,25$).

Тривалість пересування колії орієнтовно визначається за формулою

$$t_{nep} = \frac{c \cdot L}{b \cdot v \cdot k}, \text{ хв,} \quad (5.6)$$

де c - загальний крок пересування, м; L - довжина ділянки шляху, що пересувається, м; b - крок пересування колієпересувача за один прохід (для двоколієних шляхів з рейками типу Р-75 $b=0,2-0,3$ м); k - коефіцієнт, що враховує витрати часу на допоміжні операції ($k = 0,6-0,7$). v - середня швидкість робочого ходу колієпересувача ($v=140-200$ м/хв.).

Бульдозерне відвалоутворення. При транспортуванні розкривних порід до відвалу автосамоскидами застосовується бульдозерне відвалоутворення. Процес відвалоутворення в цьому випадку включає розвантаження автосамоскидів на верхньому майданчику відвального уступу, переміщення порід під укис уступу, ремонт і утримання автодоріг [3].

Висота бульдозерних відвалів на рівнинній місцевості змінюється у широкому діапазоні і обмежується в основному фізико-механічними характеристиками порід. Для скельних порід вона складає – 25...30 м, для піщаних – 15...20 м і для глинистих – 10...15 м [1].

Розрахунки технологічних показників даного виробничого процесу потребують наступних вихідних даних: об'єм розкриву, який підлягає розміщенню у відвалі, висота відвалу, годинна продуктивність кар'єру по розкриву, обсяг розкриву, який перевозить автосамоскид за 1 годину, змінна продуктивність бульдозера, тривалість зміни.

Площа відвалу визначається наступним чином

$$S_{\epsilon} = \frac{V_{\epsilon} k_p}{H_{\epsilon} k_{\epsilon}}, \text{ м}^2, \quad (5.7)$$

де V_{ϵ} - об'єм розкривних порід, який підлягає розміщенню у відвалі, м^3 , $k_p = 1,1-1,2$ - остаточний коефіцієнт розпушення порід у відвалі, H_{ϵ} - висота відвалу, м (при однарусних відвалах $H_{\epsilon}=20$ м, при двоярусних $H_{\epsilon}=30$ м); k_{ϵ} - коефіцієнт, який враховує використання площі відвалу (при однарусному відвалі $k_{\epsilon} = 0,8-0,9$; при двоярусному відвалі $k_{\epsilon} = 0,6-0,7$).

Довжина фронту розвантаження

$$L_{\phi p} = N_a l_c, \text{ м}, \quad (5.8)$$

де l_c - ширина смуги по фронту, яку займає один автосамоскид, $l_c=18-20$ м; N_a - кількість автосамоскидів, які розвантажуються одночасно на відвалі:

$$N_a = N_{\text{зод}} \frac{t_{pm}}{60}, \text{ шт}, \quad (5.9)$$

де $N_{\text{зод}}$ - кількість автосамоскидів, які розвантажуються на відвалі протягом години, шт; t_{pm} - час розвантажування та маневрування автосамоскида, хв.

$$t_{pm} = t_p + t_{nep} + \frac{(3...4)R}{V_a}, \text{ хв}, \quad (5.10)$$

де t_p - тривалість розвантаження автосамоскида, $t_p = 0,5-1$ хв.; t_{nep} - тривалість переключення передач, $t_{nep} = 0,1-0,15$ хв.; R - радіус повороту автосамоскида при маневруванні, $R = 12-16$ м; v_a - швидкість руху автосамоскида при маневруванні, $v_a = 70-120$ м/хв.

$$N_{\text{зод}} = \frac{Q_{\kappa.\text{зод}} k_{nep}}{V_a}, \text{ шт}, \quad (5.11)$$

де $Q_{\kappa.\text{зод}}$ - годинна продуктивність кар'єру по розкриву, м^3 ; k_{nep} - коефіцієнт нерівномірності роботи кар'єру, що враховує пікові навантаження, $k_{nep} = 1,25-1,5$; V_a - об'єм розкриву, який привозить автосамоскид за 1 годину, м^3 .

Кількість відвальних ділянок, на яких одночасно здійснюється розвантаження автосамоскидів

$$N_{\text{в.р.}} = \frac{L_{\text{фр}}}{60 \div 80}, \text{ шт.} \quad (5.12)$$

Кількість резервних ділянок

$$N_p = (0,5 \div 1) N_{\text{в.р.}}, \text{ шт.} \quad (5.13)$$

Кількість відвальних ділянок, на яких виконуються планувальні роботи

$$N_{\text{в.п.}} = N_{\text{в.р.}}, \text{ шт.} \quad (5.14)$$

Загальна кількість відвальних ділянок

$$N_{\text{д}} = N_{\text{в.р.}} + N_{\text{в.п.}} + N_p, \text{ шт.} \quad (5.15)$$

Загальна довжина відвального фронту

$$L_{\text{в.ф.}} = (60 \dots 80) N_{\text{д}}, \text{ м, або } L_{\text{в.ф.}} = (2,5 \dots 3) L_{\text{фр}}, \text{ м.} \quad (5.16)$$

Необхідна кількість бульдозерів

$$N_B = N_{\text{БР}} k_{\text{інв}}, \text{ шт,} \quad (5.17)$$

де $N_{\text{БР}}$ – кількість робочих бульдозерів, шт; $k_{\text{інв}}$ – коефіцієнт інвентарного парку бульдозерів, $k_{\text{інв}} = 1,3-1,4$.

Кількість робочих бульдозерів визначаються за формулою

$$N_{\text{Б.Р.}} = \frac{V_B}{Q_B}, \text{ шт,} \quad (5.18)$$

де V_B – змінний обсяг бульдозерних робіт, м^3 ; Q_B – змінна продуктивність бульдозера, м^3 .

$$V_B = Q_{\text{к.зод}} T_{\text{зм}} K_z, \text{ м}^3, \quad (5.19)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год; K_z – коефіцієнт заваленості відвалу породою $K_z = 0,5 \dots 0,7$.

При розрахунках технологічних показників відвалоутворення необхідно використовувати положення єдиних правил безпеки при виконанні процесу складування гірських порід у відвали.

Задача 1. Визначити основні параметри екскаваторного відвалоутворення, якщо $T_{\text{зм}}=8$ год. - тривалість зміни; $L=2$ км - відстань від обмінного пункту до місця розвантаження; $v=10$ км/год - середня швидкість руху потягів на відвалі, приймається згідно з даними технічної служби кар'єру, або з технологічних довідників; n_6

=40 шт - число вагонів у потязі.

Задача 2. Визначити основні параметри бульдозерного відвалоутворення, якщо $V_a=1000000 \text{ м}^3$ - об'єм розкривних порід, який підлягає розміщенню у відвалі. $N_{\text{зод}}=38$ шт - кількість автосамоскидів, які розвантажуються на відвалі протягом години; $t_{pm}=2,1$ хв- час розвантажування та маневрування автосамоскида. $Q_{\text{к.зод}}=1000 \text{ м}^3$ - годинна продуктивність кар'єру по розкриву; $V_a=40 \text{ м}^3$ - об'єм розкриву, який привозить автосамоскид за 1 годину; $N_{BP}=4$ шт – кількість робочих бульдозерів; $Q_b=1200 \text{ м}^3$ – змінна продуктивність бульдозера, $T_{\text{зм}}=8$ год. - тривалість зміни.

Практична робота № 6

Виймально-навантажувальні роботи. Технологічні і фізико-технічні основи робіт

Технологічні параметри екскаваторів

Основними технологічними параметрами одноковшових екскаваторів є: ємність ковша, габарити, маса, максимальний ухил пересування, питомий тиск і робочі параметри. До робочих параметрів екскаватора відносять радіус і висоту черпання і розвантаження, глибину копання тощо (рис.6.1, 6.2) [3].

Радіус черпання (R_c)- горизонтальне відстань від осі обертання екскаватора до ріжучої кромки ковша.

Радіус черпання на горизонті установки екскаватора (R_{cy}) - максимальний радіус черпання на рівні установки екскаватора.

Висота черпання (H_c) - вертикальна відстань від горизонту установки екскаватора до ріжучої кромки ковша.

Глибина копання (H_k) - вертикальна відстань від горизонту установки екскаватора до ріжучої кромки ковша при нижньому черпанні.

Радіус розвантаження (R_p) - горизонтальна відстань від осі обертання екскаватора до середини ковша в момент розвантаження.

Висота розвантаження (H_p) - вертикальне відстань від горизонту установки екскаватора до нижньої кромки відкритого днища ковша при розвантаженні.

Робочі параметри екскаватора залежать від довжини і кута нахилу стріли і рукояті (додаток А) і можуть бути мінімальними (min) і максимальними (шах).

Типи вибоїв.

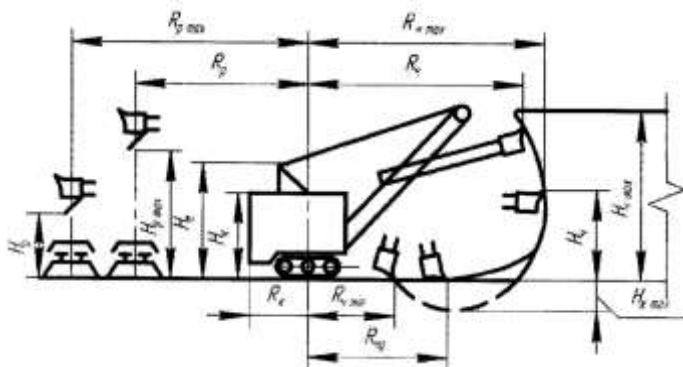
Розрізняють три типи вибоїв: *торцевий* (бічний), *тупиковий* (траншейний), *фронтальний* (поздовжній) [3].

Типи заходок

У результаті переміщення вибоїв у межах певної ділянки розвалу підірваної гірничої маси або масиву послідовно відпрацьовують породні смуги, які називають заходками.

За розташуванням відносно фронту робіт на уступі заходки поділяють на поздовжні (рис.6.4, а), орієнтовані уздовж фронту робіт уступу; поперечні (рис.6.4, б), орієнтовані навхрест фронту робіт уступу; діагональні (рис.6.4, в), орієнтовані під кутом, меншим 90° до фронту робіт уступу (рис. 6.4).

а)



б)

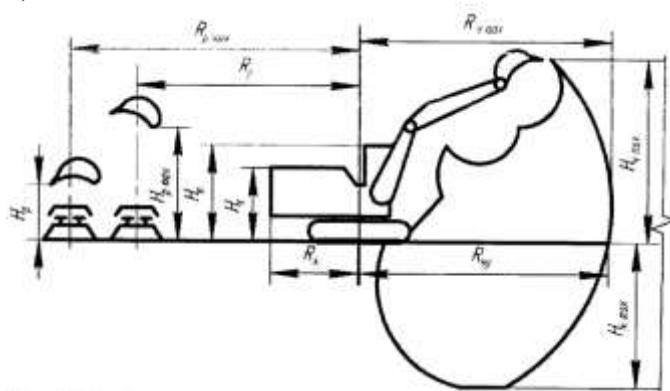
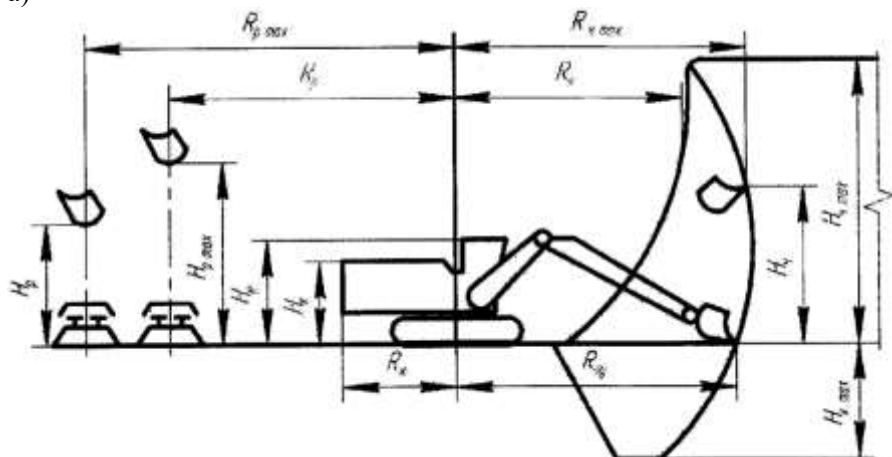


Рис. 6.1. Робочі параметри однокішшевих екскаваторів

а) пряма механічна лопата, б) зворотня гідравлічна лопата

а)



б)

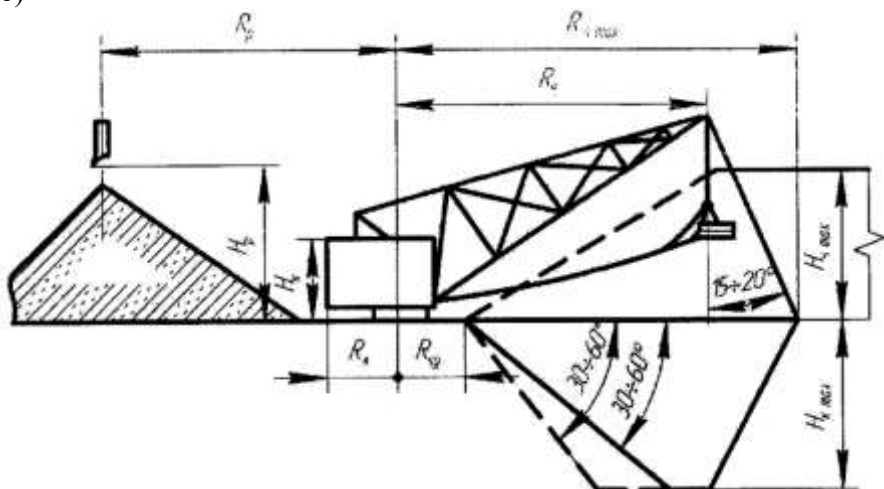


Рис. 6.2. Робочі параметри одноківшевих екскаваторів прямої гідравлічної лопати та драглайна.

а) прямої гідравлічної лопати б) драглайна

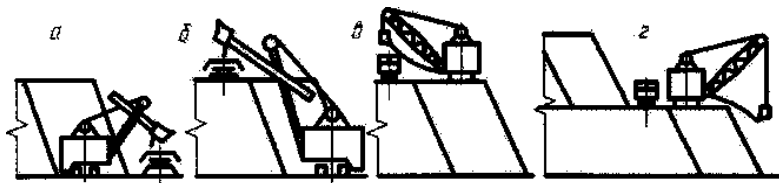


Рис. 6.3 . Способи виймання та навантаження гірських порід

Поздовжні заходки застосовують при всіх видах транспорту, поперечні - при автомобільному і конвеєрному, діагональні - при залізничному та автомобільному транспортах.

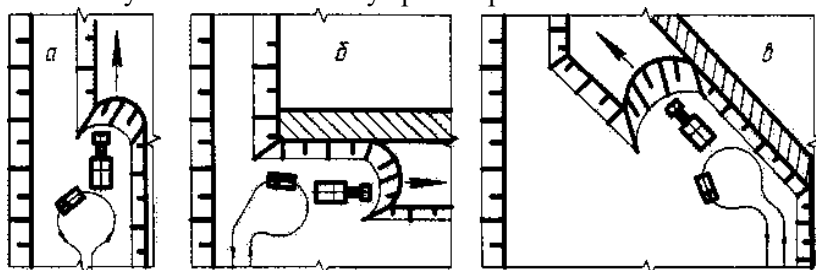


Рис. 6.4. Типи заходок по відношенню до фронту робіт на уступі (а – повздовжні, б – поперечні, в – діагональні)

Для вузьких заходок ширина становить:

$$A_6 = (0,5 \dots 1,1) R_{\text{ч}}, \text{ м}, \quad (6.1)$$

де $R_{\text{ч}}$ - радіус черпання екскаватора на горизонті установки екскаватора, м.

Для широких заходок ширина становить:

$$A_{\text{ш}} > 1,7 R_{\text{ч}}, \text{ м}, \quad (6.2)$$

Для нормальних заходок ширина становить:

$$A = (1,5 \dots 1,7) R_{\text{ч}}, \text{ м}, \quad (6.3)$$

У нормальних заходках виймання породи проводять при постійному положенні осі руху екскаватора по довжині заходки та раціональному використанні його робочих параметрів. Вузькі заходки, коли, $A_6 < A$ відрізняються від нормальних неповним використанням робочих параметрів екскаваторів. Широкі заходки ($A_{\text{ш}} > A$) характеризуються змінним положенням осі руху екскаватора в плані по довжині заходки [3].

Види виймково-навантажувальних робіт

У процесі експлуатації родовища корисних копалин виконують

наступні види виймально-навантажувальних робіт згідно плану розкриття та видобування корисних копалин (рис.6.5).

На початку розробки належить проведення розрізної траншеї по наносах тупиковим забоем 1 (рис.6.5, а). Потім здійснюють відгін борта по наносах боковим забоем 2. При створенні достатнього випередження цих робіт починають роботи з проведення розрізної траншеї 3 по корінним породам, з цією метою здійснюють їх попереднє розпушення буропідривним способом. При застосуванні залізничного транспорту екскаватор в розрізній траншеї працює, як правило, з верхнім завантаженням, при автомобільному транспорті з нижнім [3].

В результаті готують до виймання пласт корисної копалини, відпрацювання якого здійснюють боковим забоем 4. Одночасно починають роботи (рис. 1.5, б) по відгонці борту по корінним породам 5. При цьому в результаті буріння і підривання буро підривної заходки шириною $A_{бпр}$ формується розвал підірваної гірничої маси шириною B_p , який відпрацьовують екскаватором боковим забоем 6. При достатньому випередженні робіт по черговому уступу знову починають роботи з проведення розрізної траншеї 3 на нижче лежачому горизонті і т.д.

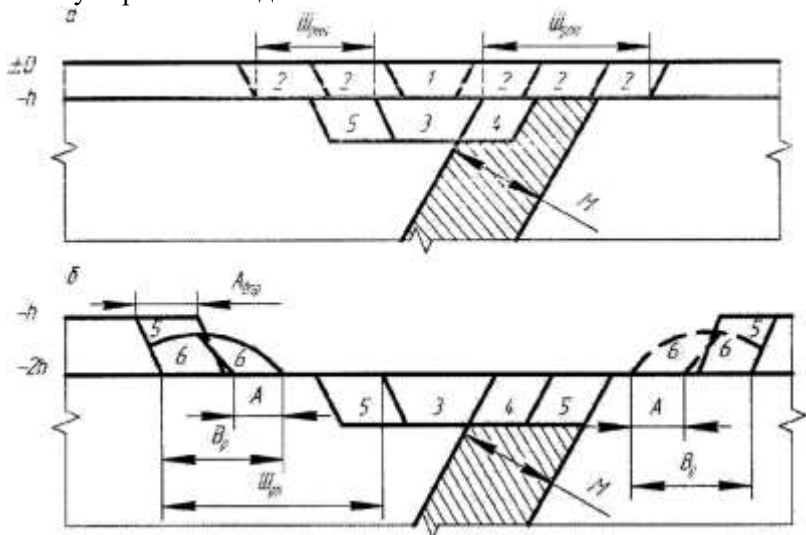


Рис. 6.5 Послідовність виконання розкривних і добувних робіт в кар'єрі

Параметри робочого майданчика.

При визначенні параметрів робочого майданчика слід виходити з того, щоб його ширина була мінімальною. Чим менше ширина робочого майданчику, тим менше поточний коефіцієнт розкриву, а значить і менше собівартість видобування одиниці корисної копалини.

Ширина робочого майданчика визначається наступним чином (рис.6.6):

- по наносам (рис. 6.6, а):

$$Ш_{p.m.n} = Z_{n.l} + \Pi + T + C + A_n, \text{ м}, \quad (6.4)$$

- по підірваним скельним породам (рис. 6.6, б):

$$Ш_{p.n} = Z_l + \Pi + T + C + B_p, \text{ м}, \quad (6.5)$$

де $Z_{n.l}$, Z_l - берма безпеки відповідно по наносах і скельним породам, м; Π - ширина робочого майданчика для розміщення додаткового обладнання ($\Pi = 5 \dots 6$ м); T - ширина транспортної смуги; (для автотранспорту $T = 7$ м, для залізничного транспорту $T = 5$ м);

A_n - ширина заходки екскаватора по наносах, м; B_p - ширина розвалу гірської породи, м; C - відстань від нижньої бровки розвалу (уступу) до транспортної смуги ($C = 0,5-1,0$ м).

Ширина берми безпеки визначається наступним чином:

- по наносах

$$Z_{pn} = h_n (\operatorname{ctg} \alpha_{ny} - \operatorname{ctg} \alpha_n) \geq 3, \text{ м}, \quad (6.6)$$

- по корінним породам

$$Z_l = h (\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha) \geq 3, \text{ м}, \quad (6.7)$$

де α_n - кут нахилу бічної поверхні уступу по наносах, град; α_{ny} - кут стійкості бічної поверхні уступу по наносах, град; α - кут нахилу бічної поверхні уступу по корисним копалинам, град; α_y - кут стійкості бічної поверхні уступу по корисним копалинам, град; h_n - висота уступу по наносах, м; h - висота уступу по корисним копалинам, м.

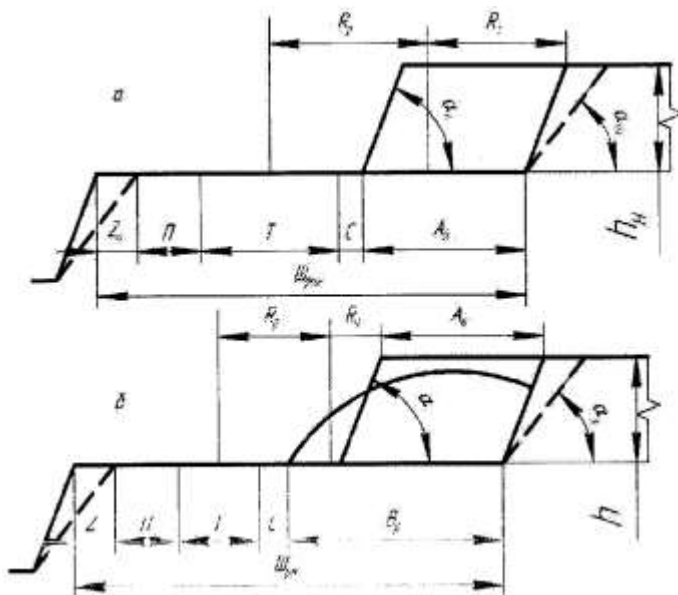


Рис. 6.6 Схема до визначення ширини робочого майданчика

З урахуванням прийнятій обладнання, особливі кей роботи екскаваторів в різних заботах і властивостей порід визначають годинну, змінну і річну продуктивності екскаваторів.

Завдання. Розрахувати ширину для вузьких заходок для екскаваторів ЕКГ-5А, ЕКГ-8И. Розрахувати ширину для широких заходок для екскаваторів ЕКГ-10, ЕКГ-15. Розрахувати ширину для нормальних заходок для екскаваторів ЕКГ-12,5, ЕКГ-4у. Розрахувати ширину робочого майданчика по підірваним скельним породам, якщо $B_p=13$ м - ширина розвалу гірської породи, $h=10$ м - висота уступу по корисним копалинам, $\alpha=75^\circ$ - кут нахилу бічної поверхні уступу по корисним копалинам, град; $\alpha_y=55^\circ$ - кут стійкості бічної поверхні уступу по корисним копалинам.

Практична робота № 7

Виймання порід одноківшевыми екскаваторами

Технологічні схеми виймання гірських порід механічними

лопатами в торцевому забої.

Розрахунок параметрів вибоїв технологічних схем, зазначених на рис. 7.1, полягає у визначенні висоти уступу, ширини заходки, кутів укосу уступу і параметрів місця розташування екскаватора.

Для всіх наведених технологічних схем фактичні радіус черпання і радіус розвантаження визначають за формулами:

$$R_{\text{ч}} = (0,7 \dots 0,8) R_{\text{ч.мах}}, \text{ м} \quad (7.1)$$

$$R_{\text{р}} = (0,8 \dots 0,9) R_{\text{р.мах}}, \text{ м} \quad (7.2)$$

При цьому екскаватор встановлюють на відстані $R_{\text{ч}}$ від нижньої бровки уступу.

Схема роботи механічної лопати (рис. 7.1, а) з нижнім навантаженням гірничої маси в засоби транспорту при розробці м'яких порід.

Висота уступу визначається наступним чином:

- максимальна за умови попередження утворення козирків

$$h_{\text{у.мах}} \leq H_{\text{ч.мах}}, \text{ м}, \quad (7.3)$$

- мінімальна за умови наповнення ковша екскаватора

$$h_{\text{у.мах}} \geq \frac{2H_{\text{нв}}}{3}, \text{ м}, \quad (7.4)$$

де $H_{\text{нв}}$ — висота розташування напірного валу екскаватора, м.

Ширина заходки екскаватора:

$$A_{\text{е}} = 1,5R_{\text{ч}}, \text{ м}, \quad (7.5)$$

де $R_{\text{ч}}$ — радіус черпання екскаватора на горизонті установки, м.

Кути укосу уступу розраховуються в залежності від фізико-механічних властивостей гірських порід і знаходяться в межах

- стійкий $\alpha_{\text{нс}} = 35 \dots 45$, град, (7.6)

- робочий $\alpha_{\text{н}} = 70 \dots 80$, град. (7.7)

Схема роботи механічної лопати з нижнім навантаженням гірничої маси (рис. 7.1 в) в засоби транспорту при розробці висаджених порід.

Параметри забою екскаватора залежать від висоти і ширини розвалу підірваної гірничої маси. Зазвичай розвал прибирають в один або два проходи екскаватора.

Висота уступу визначається наступним чином:

- максимальна в масиві гірських порід

$$h_{\text{у.мах}} \leq H_{\text{ч.мах}}, \text{ м}, \quad (7.8)$$

- в розвалі гірської породи

$$h_{y,max} = h_p \leq H_{ч,max}, \text{ м}, \quad (7.9)$$

де h_p – висота розвалу, м, $H_{ч,max}$ – максимальна висота черпання екскаватора, м.

Ширину заходки в масиві приймають такою, щоб ширина розвалу підірваної гірничої маси дорівнювала або була кратною ширині заходки екскаватора по розвалу, яку визначають у відповідності до висадження гірських порід [1].

Кути укосу уступу розраховуються в залежності від фізико-механічних властивостей гірських порід і знаходяться в межах:

- масиві корінних порід:

- стійкий

$$\alpha_{нс} = 60^\circ \quad (7.10)$$

- робочий

$$\alpha_n = 75^\circ \quad (7.11)$$

- в розвалі

- стійкий

$$\alpha_{нс} = 35...40^\circ \quad (7.12)$$

- робочий

$$\alpha_n = 50^\circ \quad (7.13)$$

Схема роботи механічної лопати з верхнім навантаженням гірничої маси (рис. 7.1, в) в засоби транспорту при розробці м'яких порід.

Висота уступу визначається наступним чином:

- максимальна за умовою використання максимальної висоти почкяк тяжіння екскаватора

$$h_{y,max} = \leq H_{р,max} - h_{мз} - e, \text{ м}, \quad (7.14)$$

де $h_{мз}$ – висота транспортного засобу, м, e – безпечна відстань між відкритим днищем ковша екскаватора і кузовом транспортного засобу в момент розвантаження ($e = 0,7-1,0$ м);

- мінімальна за умови наповнення ковша екскаватора

$$h_{y,min} \geq \frac{2H_{нв}}{3}, \text{ м} \quad (7.15)$$

Радіус розвантаження екскаватора визначається за формулою

$$R_p \geq R_{чy} + h_y + Z_m, \text{ м}, \quad (7.16)$$

де Z_m – відстань від верхньої бровки уступу до осі транспортної смуги, м.

$$Z_m = h_y(ctg\alpha_{nc} - ctg\alpha_n) + 0,5 \cdot T, \text{ м}, \quad (7.17)$$

де T - ширина транспортної смуги, м.

Якщо R_p менше, ніж права частина виразу (7.16), то необхідно зменшити висоту уступу або замінити екскаватор.

Ширину заходки і кути укосів визначають відповідно за формулами (7.5), (7.6) та (7.7).

Дану технологічну схему можна також застосовувати для розробки висаджених порід. У цьому випадку висоту уступу в масиві визначають за формулами (7.15) і (7.16), ширину заходки - за (7.1), кути відкосу уступу - (7.13).

Схема роботи механічної лопати з нижнім розвантаженням гірничої маси у відвал (рис. 7.1. г)

Схему застосовують як при розробці м'яких порід, так і висаджених порід.

Висота уступу:

- по наносам

$$\frac{2H_{нв}}{3} \leq h_y \leq H_{ч. \max}, \text{ м}, \quad (7.18)$$

- по підірваним корінним породам

$$h = h_y \leq H_{ч. \max}, \text{ м}. \quad (7.19)$$

Ширину заходки і кути укосу уступу по наносах визначають відповідно за формулами (7.5) і (7.6), по корінним породам - за формулами (7.1) і (7.9).

Технологічні схеми виймання порід механічними лопатами в траншейному вибої.

При проведенні траншей використовують наступні схеми роботи механічних лопат (рис. 7 2)

Дані технологічні схеми можна застосовувати як при проведенні траншей по наносах, так і по корінним породам. Основними параметрами траншейного забою є: ширина траншеї по низу, її глибина і кути укосу, а також місце розташування екскаватора в траншеї. Як правило, екскаватор встановлюють посередині траншеї, а фактичний радіус черпання і радіус розвантаження знаходяться в межах, що визначаються за формулами (7.1), (7.2).

Схема роботи механічної лопати в траншейному вибої з нижнім навантаженням гірничої маси в засоби транспорту (рис. 7.2, а).

Схему застосовують в основному з використанням автомобільного

транспорту, рідше - із застосуванням конвеєрного та залізничного (рис.7.2, а).

При проведенні траншеї по наносити її глибину і кути укосу визначають за формулами (7.3), (7.6) та (7.7), по корінним породам - за формулами (7.5-7.12).

Ширина траншеї по низу визначається наступним чином

- мінімальна за можливостями екскаватора

$$B_{T.min} = 2(R_k + m), \text{ м}, \quad (7.20)$$

- нормальна

$$B_T = 2R_{\text{чп}}, \text{ м}, \quad (7.21)$$

при петльовій схемі подачі автосамоскидів

$$B_{T.петл} = 2(R_a + 0,5 \cdot b_a + m), \text{ м}, \quad (7.22)$$

при тупикової схемою подачі автосамоскидів

$$B_{T.туп} = R_a + 0,5 \cdot b_a + 0,5 \cdot l_a + m, \text{ м}, \quad (7.23)$$

де R_k - радіус обертання кузова екскаватора, м, m - безпечна відстань між кузовом екскаватора або автосамоскиду і нижньої бровкою уступу ($m = 0,5-1,0$ м); R_a - радіус повороту автосамоскиду, м; b_a - ширина автосамоскида, м; l_a - довжина автосамоскиду, м.

Продуктивність екскаваторів

Розрізняють паспортну (теоретичну), технічну та експлуатаційні продуктивності екскаватора. У свою чергу, експлуатаційна продуктивність може бути змінною, добовою, місячною та річною.

Паспортну продуктивність екскаватора визначають тільки конструктивними параметрами машини:

$$Q_{en} = \frac{3600E}{t_{\text{цп}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (7.24)$$

де E - місткість ковша, м^3 ; $t_{\text{цп}}$ - паспортна тривалість циклу, с.

Технічною продуктивністю є найбільш можлива годинна продуктивність екскаватора при безперервній його роботі в конкретних гірничо-геологічних умовах

$$Q_{em} = \frac{3600Ek_3k_e}{t_{\text{ц}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (7.25)$$

де k_z - коефіцієнт впливу параметрів забою (для торцевого вибою $k_z=0,9$, для тупикового $k_z=0,8$), k_e - коефіцієнт екскавації; $t_{\text{ц}}$ – тривалість циклу кусуватора в конкретних гірничо-геологічних умовах, с.

$$t_{\text{ц}} = (1,1 \dots 1,2) t_{\text{ц}}, \text{ с}, \quad (7.26)$$

$$k_e = \frac{k_{\text{нк}}}{k_{\text{рк}}}, \quad (7.27)$$

де $k_{\text{нк}}$ - коефіцієнт наповнення ковша (для наносів $k_{\text{нк}} = 0,95-1,1$; для висаджених порід $k_{\text{нк}} = 0,7-0,95$), $k_{\text{рк}}$ - коефіцієнт розпушення породи в ковші (для наносів $k_{\text{рк}} = 1,1-1,2$, для висаджених порід $k_{\text{рк}}=1,3-1,45$).

Змінна продуктивність характеризує обсяг роботи, яку виконує екскаватор за зміну з урахуванням витрат часу на технічні, технологічні та організаційні роботи та перерви:

$$Q_{\text{зм}} = Q_{\text{ет}} T_{\text{зм}} k_{\text{ве}}, \frac{\text{м}^3}{\text{зм}}, \quad (7.28)$$

де $T_{\text{зм}}$ - тривалість зміни ($T_{\text{зм}} = 8$ год.); $k_{\text{вк}}$ - коефіцієнт використання екскаватора протягом зміни (табл.7.1).

Добова продуктивність екскаватора

$$Q_{\text{едоб}} = Q_{\text{зм}} n_{\text{зм}}, \frac{\text{м}^3}{\text{добу}}, \quad (7.29)$$

де $n_{\text{зм}}$ - число змін роботи екскаватора за добу ($n_{\text{зм}}=1-3$).

Таблиця 7.1

Коефіцієнт використання екскаватора протягом зміни

Вид транспорту	Схема подачі транспортних засобів	$k_{\text{вк}}$
Залізничний	тупикова	0,55-0,65
	наскрізна	0,7-0,8
Автомобільний	тупикова	0,6-0,65
	кільцева	0,74-0,75
	наскрізна	0,75-0,85

Річна продуктивність екскаватора:

$$Q_{\text{ерік}} = Q_{\text{едоб}} n_{\text{рік}}, \frac{\text{м}^3}{\text{рік}}, \quad (7.30)$$

де $n_{\text{рік}}$ – число робочих днів у році ($n_{\text{рік}}=252$).

Завдання. Провести розрахунок продуктивності екскаваторів

відповідно до вихідних даних таблиці 7.1.

Таблиця 7.1

Вихідні дані до практичної роботи 7

№ варіанту	Марка екскаватора
1	ЕКГ-5А
2	ЕКГ-8И
3	ЕКГ-4у
4	ЕКГ-12,5
5	ЕКГ-10
6	ЕКГ-15
7	ЕКГ-20
8	ЕКГ-5А
9	ЕКГ-8И
10	ЕКГ-4у

Практична робота № 8

Виймання порід скреперами, бульдозерами та навантажувачами

Бульдозери відносяться до виймально-транспортних машин, які при виконанні розкривних, видобувних і допоміжних робіт на кар'єрах відокремлюють гірську масу від масиву або навалу, переміщують (транспортують) її в робочому органі і укладають у відвал або вантажать в транспортні засоби. Навантаження транспортних засобів бульдозерами здійснюється з використанням спеціальних бункерів.

Годинна технічна продуктивність бульдозера (м^3) при вийманні і переміщенні породи визначається за формулою

$$\Pi_{\text{б.тех}} = \frac{3600 \cdot V_n \cdot k_{з.п.}}{T_{ц.р.} \cdot k_{р.п.}}, \text{м}^3 / \text{год.}, \quad (8.1)$$

де V_n - об'єм породи, що переміщується бульдозером за один цикл, м^3 ; $k_{з.п.}$ - коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера, що враховує ухил і відстань переміщення породи (табл. 8.1); $k_{р.п.}$ - коефіцієнт розпушення породи; $T_{ц.р.}$ - тривалість робочого циклу бульдозера, с.

Об'єм породи, який переміщується бульдозером за один цикл (об'єм призми волочіння), можна визначити з достатньою точністю як

об'єм трикутної призми. Приймаючи $h_l \approx h_l$ (рис. 8.1), визначимо

$$V_n = \frac{b_{np} \cdot h_l \cdot B_l}{2}, \text{ м}^3, \quad (8.2)$$

де b_{np} - ширина призми волочіння, м; h_l - висота відвалу, м; B_l - ширина відвалу, м; $\alpha = 35 \div 60^\circ$ - кут укосу породи в призмі волочіння, град.

$$b_{np} = \frac{h_l}{\text{tg} \alpha}, \text{ м}, \quad (8.3)$$

Таблиця 8.1

Коефіцієнт зміни продуктивності бульдозера

Відстань переміщення породи, м	Коефіцієнт $k_{з.п.}$ при переміщенні породи			
	На горизонтальній ділянці	Під ухилом 10%	Під ухилом 20%	На підйом 10%
15	1	1,8	2,5	0,6
30	0,6	1,1	1,6	0,37
65	0,3	0,6	0,9	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

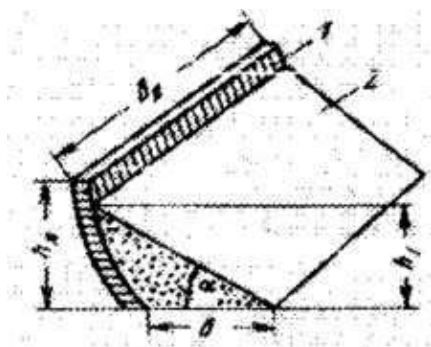


Рис. 8.1. Схема до визначення об'єму призми волочіння:

1 - відвал; 2 - гірнича маса

Максимальний поперечний ухил поверхні при роботі бульдозерів не повинен перевищувати 30%. Бульдозер може долати підйом 15- 18 і 35-40% відповідно з вантажем і без вантажу, а також спуск 45%.

Тривалість робочого циклу бульдозера

$$T_{ц.р.} = t_n + t_{б.в.} + t_{б.н} + t_{в.} = \frac{L_n}{v_n} + \frac{L_{н.н.}}{v_{р.в.}} + \frac{L_{п.н.}}{v_{р.н.}} + t_{в.}, \text{ с}, \quad (8.4)$$

де t_n - тривалість набору породи, с; $t_{б.в.}$ - тривалість руху бульдозера з вантажем, с; $t_{б.н}$ - тривалість руху бульдозера без вантажу, с; $t_{в.} = 5 \div 10$ с - тривалість перемикання швидкостей і опускання відвалу, с; $L_n, L_{н.н.}$ - відповідно відстань набору і переміщення породи, м; $v_n, v_{р.в.}$ і $v_{р.н.}$ - середня швидкість руху бульдозера відповідно при екскавації породи, з завантаженням відвалом і холостого ходу (табл. 8.2), м/с.

Змінна експлуатаційна продуктивність бульдозер

$$П_{б.зм.} = \frac{3600 \cdot V_n \cdot k_{з.н.} \cdot T_{зм} \cdot k_{в.б.}}{T_{ц.р.} \cdot k_{р.н.}}, \text{ м}^3 / \text{зм.}, \quad (8.5)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, год; $k_{в.б.} \sim 0,7 \div 0,8$ - коефіцієнт використання бульдозера за зміну.

Таблиця 8.2

Середня швидкість руху бульдозера

Породи	Швидкість руху бульдозера, м/с		
	при екскавації породи	з завантаженням відвалом	без вантажу
Піщані і м'які	0 6-1,2	1-2	1,6-2,5
Щільні, щебенево-гравійні та злежано зв'язані	0,55-0,9	1-1,3	1,2-2,8
Дрібно висадженні	0,15-0,35	0,6-0,8	0,7-1,3

Робота бульдозерів ефективна при переміщенні гірської маси на невелику відстань (до 80 м). При розробці розсипів і роботі під ухил іноді раціонально переміщати гірську масу на відстань 100 м і більше.

Продуктивність бульдозерів залежить в основному від їх потужності, типу, які розробляються та відстані їх переміщення. При відстані $L_{н.н.}$ переміщення порід 15-20 м змінна продуктивність бульдозерів потужністю 75-200 кВт в м'яких породах становить 800-1300 м³, при $L_{н.н.} = 100$ м вона знаходиться в межах 200-350 м³ [3].

Годинна технічна продуктивність бульдозера на планувальних

роботах визначається за формулою

$$P_{\text{б.тех.пл.}} = \frac{3600 \cdot (b_{\text{пл}} - \alpha) L_{\text{пл}}}{n_{\text{пр}} \cdot \left(\frac{L_{\text{пл}}}{v_{\text{пл}}} + t_{\text{пов}} \right)}, \text{ м}^3 / \text{ГОД.}, \quad (8.6)$$

де $L_{\text{пл}}$ - довжина планованого ділянки, м; $b_{\text{пл}}$ - ширина смуги планування за один прохід бульдозера, м; $\alpha = 0,3 \div 0,4$ - ширина перекриття смуги, м; $n_{\text{пр}}$ - число проходів бульдозера по одній смузі; $v_{\text{пл}}$ - швидкість руху бульдозера при плануванні (на першій передачі в $v_{\text{пл}} = 0,3 \div 0,7$), м/с; $t_{\text{пов}}$ - тривалість повороту бульдозера при кожному проході, $t_{\text{пов}} = 8 \div 12$ с.

Колісний скрепер - самохідний або причіпний до тягачу агрегат, що служить для відокремлення гірської маси від масиву переміщення і розвантаження породи. Робочим органом скрепера є ківш, що має на передній кромці днища ніж, за допомогою якого зрізається шар породи [3].

Розробка породи скрепером проводиться горизонтальними шарами (при заповненні ковша на горизонтальній площадці) і похилими шарами (в основному при проведенні траншей) із заповненням ковша на похилій поверхні при русі скрепера під ухил. В останньому випадку час завантаження ковша скорочується на $20 \div 30\%$ завдяки більшій товщині зрізаного шару. Кут нахилу забою змінюється в межах $10 \div 20^\circ$. Довжина похилого забою визначається за формулою

$$L_3 = \frac{E \cdot k_{ck}}{(b_k \cdot b_{ck})}, \text{ м}, \quad (8.7)$$

де E - місткість ковша скрепера, м³; k_{ck} - коефіцієнт скреперування (екскавації); b_k - ширина ріжучої кромки ковша, м. b_{ck} - товщина шару, що розробляється скрепером, м.

Коефіцієнт скреперування дорівнює відношенню коефіцієнта наповнення ковша до коефіцієнта розпушення породи в ковші

$$k_{ck} = \frac{k_{\text{н.к.}}}{k_{\text{р.к.}}}, \quad (8.8)$$

де $k_{\text{р.к.}}$ - розпушення породи в ковші; $k_{\text{н.к.}}$ - коефіцієнт наповнення ковша ($k_{\text{н.к.}} = 1,1 \div 1,4$).

Годинна технічна продуктивність скрепера залежить від

властивостей породи, ємності ковша, відстані і швидкості транспортування і визначається за формулою

$$П_{\text{ск.тех.}} = \frac{60 \cdot E}{T_{\text{ц.р.}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (8.9)$$

де $T_{\text{ц.р.}}$ - тривалість робочого циклу скрепера, хв..

$$T_{\text{ц.р.}} = t_{\text{н.}} + t_{\text{р.в.}} + t_{\text{р}} + t_{\text{р.н.}} + t_{\text{д}}, \text{хв.}, \quad (8.10)$$

де $t_{\text{н.}}$ - тривалість наповнення ковша, $t_{\text{н.}} = 0,7 \div 1,5$ хв.; $t_{\text{р.в.}}, t_{\text{р.н.}}$ - тривалість руху скрепера відповідно завантажено та порожнього, хв; $t_{\text{р}}$ - тривалість розвантаження, $t_{\text{р}} 0,3 \div 1$ хв.; $t_{\text{д}}$ - тривалість допоміжних операцій (повороти і переключення передач), $t_{\text{д}} = 1 \div 1,5$ хв.

Тривалість руху завантаженого скрепера

$$t_{\text{р.в.}} = \frac{60 \cdot l_{\text{в.}}}{v_{\text{в.}}}, \text{хв.}, \quad (8.11)$$

де $l_{\text{в.}}$ - відстань транспортування гірничої маси, км; $v_{\text{в.}}$ - швидкість руху завантаженого скрепера, $v_{\text{в.}} = 0,36 \div 4,8$ км/год.

Тривалість руху порожнього скрепера

$$t_{\text{р.н.}} = \frac{60 \cdot l_{\text{н.}}}{v_{\text{н.}}}, \text{хв.}, \quad (8.12)$$

де $l_{\text{н.}}$ - відстань руху порожнього скрепера, км; $v_{\text{н.}}$ - швидкість руху порожнього скрепера, $v_{\text{н.}} = 0,6 \div 4,8$ км/год.

Змінна експлуатаційна продуктивність колісного скрепера визначається за формулою

$$П_{\text{ск.зм}} = \frac{60 \cdot E \cdot T_{\text{зм.}} \cdot k_{\text{ск}} \cdot k_{\text{в.ск.}}}{T_{\text{ц.р.}}}, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (8.13)$$

де $T_{\text{зм.}}$ - тривалість зміни, год; $k_{\text{в.ск.}}$ - коефіцієнт використання скрепера протягом зміни, $k_{\text{в.ск.}} = 0,7 \div 0,85$.

Колісні скрепери вигідно відрізняються від інших виїмкових машин простотою конструкції, надійністю, невеликою масою і вартістю.

Продуктивність потужних колісних скреперів залежить від відстані транспортування. Змінна експлуатаційна продуктивність скреперів з

ковшем місткістю 15 м^3 при відстані транспортування 200 м становить 1000-1500 $\text{м}^3/\text{змін}$. (при транспортуванні на відстань 1000 м вона знижується до 300 $\text{м}^3/\text{змін}$.).

Задача 1. Розрахувати годинну технічна продуктивність бульдозера (м^3) при вийманні і переміщенні породи та змінну експлуатаційну продуктивність для гусеничного бульдозера САТ D6R, якщо відстань переміщення породи на горизонтальній ділянці становить 30 м.; $h_d = 1,411 \text{ м}$ - висота відвалу, $B_d = 3,78 \text{ м}$ -ширина відвалу, $\alpha = 40^\circ$ - кут укосу породи в призмі волочіння, $k_{p.n}=1,15$ - коефіцієнт розпушення породи; $t_n = 75 \text{ с}$ - тривалість набору породи, $t_{б.в.} = 114 \text{ с}$ - тривалість руху бульдозера з вантажем, с; $t_{б.n} = 84 \text{ с}$ - тривалість руху бульдозера без вантажу, $t_{б.} = 5 \div 10 \text{ с}$ - тривалість перемикаання швидкостей і опускання відвалу, $T_{зм} = 8 \text{ год}$ - тривалість зміни.

Задача 2. Знайти довжину похилого забою, годинну технічну продуктивність скрепера а також змінну експлуатаційну продуктивність скрепера САТ612К, якщо $E=18 \text{ м}^3$ - місткість ковша скрепера, $b_k=3,14$ - ширина ріжучої кромки ковша, м. $b_{ck}=0,315 \text{ м}$ - товщина шару, що розробляється скрепером, $k_{p.k.} = 0,9$ – розпушення породи в ковші $t_{р.в.} = 12 \text{ хв}$, $t_{р.n.} = 8 \text{ хв}$ -тривалість руху скрепера відповідно завантажено та порожнього.

Практична робота № 9

Виймання порід машинами безперервної дії

Продуктивність багатокішєвих екскаваторів.

Розрізняють теоретичну, технічну, вибійну і експлуатаційну продуктивність багатокішєвих екскаваторів [1].

Теоретична продуктивність $Q_{теор}$ - найбільше розрахункове значення продуктивності екскаватора по пропускній здатності його транспортуючих органів (ковшів і конвеєрів). Прийнято виражать теоретичну продуктивність ($\text{м}^3/\text{год}$) екскаватора, як його годинну продуктивність по розпушеній масі

$$Q_{теор} = 60 \cdot V_0 \cdot s, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (9.1)$$

де V_0 - номінальна (розрахункова) місткість ковша, м^3 ; s - частота розвантаження ковшів, хв^{-1} .

Номінальна (розрахункова) місткість ковша приймається або геометрична місткість самого ковша, або частина сумарної місткості ковша і підківшевого простору (для роторних екскаваторів).

$$V_0 = (0,65 \div 0,75) \cdot (V_k + V_n), \text{м}^3, \quad (9.2)$$

де V_k, V_n - геометрична місткість відповідно ковша і підківшевого простору.

Розрахункова пропускна здатність конвеєрів екскаватора повинна перевищувати його теоретичну продуктивність на 15-20%.

Технічна продуктивність $Q_{\text{тех}}$ -максимальноможлива продуктивність для даного екскаватора при неперервній екскавації порід з конкретними фізико-механічними властивостями.

$$Q_{\text{тех}} = \frac{Q_{\text{теор}}}{k_p} \eta_F, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (9.3)$$

де k_p - коефіцієнт розпушення; $\eta_F \leq 1,0$ - коефіцієнт впливу фізико-механічних властивостей гірських порід.

$$\eta_F = \frac{k_{F_0} + 6,7 \cdot 10^3 \gamma_0 \cdot D_p}{k_{F_1} + 6,7 \cdot 10^{-3} \gamma_1 \cdot D_p}, \quad (9.4)$$

де k_{F_0} та k_{F_1} - питома сила копання відповідно паспортна (розрахункова) і для конкретної гірської породи, МПа; γ_0 та γ_1 - щільність відповідно розрахункової та конкретної гірської маси, т/м^3 ; D_p - діаметр ротора, м,

При цьому значення k_{F_1} не повинно перевищувати обумовленого технічною характеристикою екскаватора максимально допустимих значення $k_{F_{\text{max}}}$. Вибійна продуктивність - розрахункова (фактична) продуктивність екскаватора при прийнятій схемі відпрацювання конкретного вибою. Цикл роботи багатоківшевих екскаваторів визначається часом відпрацювання блоку, протягом якого виконуються всі робочі та допоміжні операції. Вибійна продуктивність екскаватора ($\text{м}^3/\text{год.}$) визначається об'ємом блоку V_b і часом його відпрацювання.

Час відпрацювання блоку t_b включає, час безпосередньої екскавації

t_e при відпрацюванні блоку з відповідною цьому блоку технічною продуктивністю і розрахунковий час виконання допоміжних технологічних операцій при відпрацюванні блоку $t_{\partial n}$. Коефіцієнт вибою визначається наступним чином

$$k_{вб} = \frac{t_e}{t_e + t_{\partial n}} \text{ і становить } k_{вб} — 0,70 \div 0,80. \quad (9.5)$$

Вибійна продуктивність визначається наступним чином

$$Q_v = Q_{\text{тех}} \cdot k_{вб} \cdot k_{\text{упр}} \cdot k_{\text{вт}}, \frac{\text{м}^3}{\text{год}}, \quad (9.6)$$

де $k_{\text{упр}}$ - коефіцієнт якості управління екскаватором; $k_{\text{вт}}$ - коефіцієнт втрат гірничої маси.

При розрахунках приймають: для роторних екскаваторів $k_{\text{упр}} = 0,92 \div 0,96$; для ланцюгових екскаваторів $k_{\text{упр}} = 0,934 \div 0,98$.

Експлуатаційна продуктивність Q_e - сумарний об'єм гірничих робіт, екскаватором (комплексом) за певний календарний відрізок часу (доба, місяць, рік).

$$Q_{\text{доб}} = Q_v \cdot t_{\text{доб}} \cdot k_{\text{гк}} \cdot k_{\text{вк}} \cdot k_{\text{кл}} \cdot k_{\text{тр}}, \frac{\text{м}^3}{\text{добу}}, \quad (9.7)$$

де $t_{\text{доб}}$ - тривалість роботи комплексу за добу, год.; $k_{\text{гк}}$ - коефіцієнт готовності комплексу обладнання; $k_{\text{вк}}$ - коефіцієнт використання комплексу, $k_{\text{вк}} = 0,854 \div 0,87$; $k_{\text{кл}}$ - коефіцієнт, який враховує кліматичні умови експлуатації комплексу; $k_{\text{тр}}$ - коефіцієнт забезпечення транспортом.

Таблиця 9.1

Коефіцієнт втрат гірничої маси

Екскаватор	Коефіцієнт втрат гірничої маси, $k_{\text{вт}}$
Роторний екскаватор з гравітаційним робочим органом без проміжних ріжучих кромок	0,97
Роторний екскаватор з гравітаційним робочим органом з проміжними ріжучими кромками	0,93
Роторний екскаватор з відцентровим робочим органом	0,90
Ланцюговий екскаватор	1,00

Коефіцієнт забезпечення транспортом визначається наступним

чином

$$k_{mp} = \frac{t_{\text{нав}}}{t_{\text{нав}} + t_{\text{об}}}, \text{ при конвеєрному транспорті } k_{mp} = 1,0, (9.8)$$

де $t_{\text{нав}}$, $t_{\text{об}}$ - час навантаження та обміну транспортних засобів, хв..

Таблиця 9.2

Коефіцієнт готовності комплексу

Тип обладнання	Коефіцієнт готовності комплексу, $k_{\text{гк}}$
Роторні екскаватори	0,90÷0,95
Ланцюгові екскаватори	0,85÷0,90
Відвалоутворювачі та перевантажувачі	0,95÷0,97
Пересувні стрічкові конвеєри (на один став)	0,97÷0,98
Стаціонарні стрічкові конвеєри (на один став)	0,98÷0,99

Завдання. Знайти технічну продуктивність, вибіynu продуктивність та добову продуктивність екскаватора, якщо теоретична продуктивність становить $800 \text{ м}^3/\text{год}$, $k_p = 1,25$ - коефіцієнт розпушення; $\eta_F = 0,9$ - коефіцієнт впливу фізико-механічних властивостей гірських порід, коефіцієнт вибою становить $k_{\text{вб}} = 0,75$, $k_{\text{упр}} = 0,95$ - коефіцієнт якості управління екскаватором; $k_{\text{вт}} = 1$ - коефіцієнт втрат гірничої маси, $t_{\text{доб}} = 16 \text{ год}$ - тривалість роботи комплексу за добу, $k_{\text{гк}} = 0,9$ - коефіцієнт готовності комплексу обладнання; $k_{\text{вк}} = 0,86$ - коефіцієнт використання комплексу, $k_{\text{кл}} = 0,95$ - коефіцієнт, який враховує кліматичні умови експлуатації комплексу; $k_{mp} = 1$ - коефіцієнт забезпечення транспортом.

Практична робота № 10

Кар'єрні вантажі та засоби їх переміщення

Кар'єрний транспорт призначений для перевезення гірничої маси від вибоїв до пунктів розвантаження і є сполучною ланкою в загальному технологічному процесі. Йому притаманні такі особливості: значний обсяг й зосереджена спрямованість переміщення кар'єрних вантажів при відносно невеликій відстані

транспортування; періодичний переніс вибійних і відвальних шляхів у процесі роботи кар'єру; значна крутизна подоланих підйомів у завантаженому напрямку [3].

Інтенсивність роботи кар'єрного транспорту характеризується *вантажообігом кар'єра*, який визначається кількістю вантажу, переміщеного в одиницю часу. Розрізняють годинний, змінний, добовий і річний вантажообіги кар'єра:

$$D_{\text{во}} = \frac{V}{T}, \frac{\tau}{\text{год}}, \quad (10.1)$$

де T - час транспортування, год.; V - об'єм гірничої маси, перевезеної за час T , т.

Вантажообіг (або його частина), що характеризується стійким у часі напрямком, називається вантажопотоком. Вантажопотік може бути *зосередженим*, коли всі вантажі переміщують з кар'єру в одному напрямку по одним транспортним комунікаціям, і *розосереджений*, коли не дотримується ця умова [3].

Транспортні комунікації характеризуються планом і профілем траси. *План траси* (горизонтальна проекція траси) складається з прямих ділянок та заокруглень, сполучених перехідними кривими. *Повздожній профіль* (вертикальна проекція) траси складається з підйомів і спусків і горизонтальних ділянок. Величина підйому (ухилу) вимірюється тангенсом його кута, вираженим у тисячних частках (промиле, ‰)

$$i = \frac{1000 \cdot h_n}{L}, \quad (10.2)$$

де h_n - висота підйому (спуску) вантажу, м; L - довжина траси підйому вантажу, м.

Максимальний ухил у вантажному напрямку називається *обмежуючим (керівним)*. Зазвичай цей ухил знаходиться у в'їзній траншеї.

За принципом дії весь кар'єрний транспорт ділиться на два види: *неперервний* (конвеєрний, трубопровідний, канатні дороги); *циклічний* (залізничний, автомобільний, скіповий, конвеєрні поїзди, пневмоконвеєрний, гравітаційний). З усіх цих видів на сьогоднішній час найбільші обсяги гірничої маси на кар'єрах перевозять автомобільним і залізничним транспортом [3].

Технологічний розрахунок автомобільного транспорту полягає в визначенні їх продуктивності та необхідної кількості, а також

пропускної і провізної здатності автодоріг, організації руху автотранспорту.

Тип автосамоскиду рекомендується вибирати виходячи з дальності транспортування гірничої маси з вибою до місця її відвалоутворення або складування та раціонального співвідношення місткості кузова автосамоскида і ковша екскаватора, застосовуваного при вантаженні.

Таблиця 10.1

Умови застосування автосамоскидів

Місткість ковша екскаватора, м ³	Раціональне співвідношення V_a / E при відстанях транспортування, км		
	1-2	3-4	5-6
3-4	5,2	6,5	8,0
5-6	5,0	6,0	7,5
8-10	4,5	5,5	7,0
12,5-16	4,2	5,0	6,5
20-25	4,0	4,8	6,0

Технологічний розрахунок автотранспорту виконують або по відкритому циклу (з напрямком порожнього автосамоскиду до вільного екскаватору), або найчастіше по закритому циклу (із закріпленням автосамоскидів за конкретним екскаватором).

Практична робота № 11

Переміщення порід та вантажів автомобільним транспортом

Режим роботи автомашин протягом доби звичайно приймають двозмінний. При цілодобовій роботі кар'єру графік виходу на лінію будують так, щоб одна зміна приділялася для огляду і ремонту машин.

Як правило, число автосамоскидів розраховується для кожного екскаватора окремо. Робочий парк автосамоскидів встановлюється за умови забезпечення безупинної роботи робочого парку екскаваторів при ритмічній подачі порожніх автосамоскидів у вибій.

Модель автосамоскида підбирається відповідно до моделі екскаватора. Підбір здійснюється з умови забезпечення раціонального співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида і об'ємом ковша екскаватора

$$n_{\text{ков}} = \frac{V_a}{E} = 3 \div 5, \text{ шт}, \quad (11.1)$$

де V_a - об'єм кузова автосамоскида, м^3 ; E - об'єм ковша екскаватора, м^3 .

Час навантаження автосамоскида

$$t_n = \frac{T_{це} \cdot (n_{ц} - 0,5)}{60}, \text{ хв}, \quad (11.2)$$

де $T_{це}$ - тривалість циклу навантаження, с; $n_{ц}$ - кількість циклів екскавації для повного навантаження автосамоскида.

Кількість циклів екскавації для завантаження автосамоскида з умови вантажопідйомності

$$n_{цг} = \frac{q_a \cdot k_p}{E \cdot k_n \cdot \gamma}, \text{ шт}, \quad (11.3)$$

де q_a - вантажопідйомність автосамоскида, т; k_p - коефіцієнт розпушення гірничої маси; k_n - коефіцієнт наповнення ковша екскаватора; γ - густина гірничої маси, т/м^3 .

Кількість циклів екскавації для завантаження автосамоскида з умови заповнення об'єму кузова

$$n_{цо} = \frac{q_a \cdot k_{зап}}{E \cdot k_n}, \text{ шт}, \quad (11.4)$$

де $k_{зап}$ - коефіцієнт заповнення кузова автосамоскида, $k_{зап}=0,9$. Порівнюються значення отримані за формулами 7.3 та 7.4:

-якщо $n_{цг} < n_{цо}$ то в подальших розрахунках приймається $n_{ц} = n_{цг}$;

-якщо $n_{цг} > n_{цо}$ то в подальших розрахунках приймається $n_{ц} = n_{цо}$.

Вага вантажу в кузові автосамоскида становить

$$q = \frac{E \cdot k_{нс}}{k_p} n_{ц} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (11.5)$$

де $k_{нс}$ - коефіцієнт заповнення кузова автосамоскида, $k_{нс}=1,05$.

Виконується перевірка за умовою вантажопідйомності автосамоскида

$$q \leq 1,1 \cdot q_a. \quad (11.6)$$

Якщо умова виконується то розрахунки продовжуються, якщо ні то розрахунки повторюють з вибором іншого автосамоскида, або зменшують об'єм завантаження гірничої маси.

Час руху автосамоскида у вантажному і порожняковому напрямках

$$t_{рух} = 60 \frac{2 \cdot L}{v_{ср}}, \text{ хв}, \quad (11.6)$$

де $v_{ср}$ - середня технічна швидкість руху автосамоскида, залежить

від дальності транспортування та висоти підйому гірничої маси, км/год. (Додаток 10); L - відстань транспортування гірничої маси, км. Тривалість транспортного циклу автосамоскида становить

$$T_{\text{цс}} = t_0 + t_{\text{н}} + t_{\text{рух}} + t_{\text{мн}} + t_{\text{мр}} + t_{\text{р}}, \text{хв} \quad (11.7)$$

де t_0 - час очікування навантаження, приймається, $t_0 \approx 0,5 \cdot t_{\text{н}}$, хв.;

$t_{\text{н}}$ - час навантаження автосамоскида, хв.; $t_{\text{мн}}$, $t_{\text{мр}}$ - тривалість операцій маневрування при навантаженні та розвантаженні автосамоскида, хв.; $t_{\text{р}}$ - тривалість розвантаження автосамоскида, хв.

Змінна продуктивність автосамоскида

$$Q_a = 60 \cdot \frac{T_{\text{зм}}}{T_{\text{цс}}} k_{\text{в}} \cdot q, \frac{\text{т}}{\text{год}}, \quad (11.8)$$

де $T_{\text{зм}}$ - тривалість зміни, год.; $k_{\text{в}}$ - коефіцієнт використання автосамоскида за зміну, $k_{\text{в}}=0,8$.

Кількість рейсів автосамоскида за зміну

$$N_{\text{зм}} = 60 \cdot \frac{T_{\text{зм}}}{T_{\text{цс}}}. \quad (11.9)$$

Змінний вантажообіг

$$\Gamma_{\text{зм}} = (\Gamma_{\text{ккзм}} + \Gamma_{\text{рпзм}} \cdot \gamma_{\text{р}}), \frac{\text{т}}{\text{зміну}}, \quad (11.10)$$

де $k_{\text{н}}$ - коефіцієнт нерівномірності видобування гірничої маси в кар'єрі, $k_{\text{н}}=1,05$; $\Gamma_{\text{ккзм}}$ - змінна продуктивність кар'єру з видобутку корисних копалин, т/зміну; $\Gamma_{\text{рпзм}}$ - змінна продуктивність кар'єру з видобування розкритих порід, $\text{м}^3/\text{зміну}$; $\gamma_{\text{р}}$ - густина розкритих порід в щільному тілі, $\text{т}/\text{м}^3$.

Робочий парк автосамоскидів

$$N_{\text{ар}} = \frac{\Gamma_{\text{зм}}}{Q_a}, \text{шт}, \quad (11.11)$$

Інвентарний парк автосамоскидів

$$N_{\text{аін}} = \frac{N_{\text{ар}}}{k_{\text{тг}}}, \text{шт}, \quad (11.12)$$

де $k_{\text{тг}}$ - коефіцієнт технічної готовності автосамоскиду (Додаток 10)

Добовий пробіг автосамоскида (L_0 , км):

$$L_0 = \frac{2 \cdot L \cdot Q_a}{q} \cdot N_3 \cdot k_0, \text{км}, \quad (11.13)$$

де k_0 - коефіцієнт, який враховує, пробіг від гаражу до місця роботи та назад, приймається $k_0=0,05$; N_3 - кількість змін роботи автосамоскидів за добу.

Завдання. Провести розрахунок до формули (11.9) включно. Екскаватор ЕКГ-5А, Автосамоскид БелАЗ-7523, $V_a = 21 \text{ м}^3$ - об'єм кузова автосамоскида; $E = 5,2 \text{ м}^3$ - об'єм ковша екскаватора, $T_{це} = 35 \text{ с.}$ - тривалість циклу навантаження, $q_a = 42 \text{ т}$ - вантажопідйомність автосамоскида; $k_p = 1,7$ - коефіцієнт розпушення гірничої маси; $k_n 0,9$ - коефіцієнт наповнення ковша екскаватора; $\gamma = 1,4 \text{ т/м}^3$ - густина гірничої маси, де $v_{ср} = 20,8 \text{ км/год}$ - середня технічна швидкість руху автосамоскида, залежить від дальності транспортування та висоти підйому гірничої маси, $L = 2 \text{ км}$ - відстань транспортування гірничої маси, $t_{мн} = 0,59 \text{ хв}$, $t_{мр} = 0,64 \text{ хв}$ - тривалість операцій маневрування при навантаженні та розвантаженні автосамоскида; $t_p = 0,78 \text{ хв}$ - тривалість розвантаження автосамоскида, $T_{зм} = 8 \text{ год.}$ - тривалість зміни.

Практична робота № 12

Переміщення порід та вантажів конвеєрним, комбінованим та спеціальним транспортом

Застосування конвеєрного транспорту.

Конвеєрний транспорту найбільш доцільний на кар'єрах, де використовуються екскаватори неперервної дії, або на глибоких кар'єрах (глибше 200 м) з відстанню транспортування вантажів більше 3 км [3].

Конвеєр по своєму призначенню може бути: вибійним, підйомним, магістральним, відвальним.

Допустимий кут підйому конвеєра - 18° для скальних порід. Довжина ставу конвеєра з одним приводом - від 400 до 1500 м, ширина стрічки: 900, 1000, 1200, 1600, 1800, 2000 мм.

Продуктивність конвеєрів від 500 до 5000 $\text{м}^3/\text{год.}$

Недоліки:

- обмеження по абразивності і крупності порід, однорідність вантажу;

- невеликий кут підйому;
- швидкий знос конвеєрної стрічки.

Комбінований кар'єрний транспорт.

Використовується:

- при глибині кар'єру більше 150 м;

- при значній відстані транспортування;
- при складному заляганні корисних копалин;

Комбінування транспортом:

- автомобільно-залізничний транспорт (при значній відстані транспортування);
 - автомобільний зі скіповим або конвеєрним підйомом (при значній глибині кар'єру - більше 150 м);
 - автомобільний з канатною підвісною дорогою;
- автомобільний з гравітаційним транспортом (по рудоспускам, порудоскатам).

Пункти розвантаження гірської маси з одного виду транспорту в інший можуть розташовуватися, як на поверхні, так і на одному з горизонтів (концентраційним) [3].

Практична робота № 13

Системи розробки родовищ корисних копалин

13.1. Розрахунок параметрів елементів системи розробки

Вихідні дані задає викладач.

Висота уступів в кар'єрі приймається при розробці м'яких порід меншою або рівною максимальній висоті черпання прямої механічної лопати $H_y \leq H_q^{\max}$;

Висоту уступу корисної копалини приймається, що відповідає умові:

$$H_y \leq 1,5 \cdot H_q^{\max}; \quad (13.1)$$

В такому випадку повинна дотримуватися умова:

Ширина заходки механічної лопати при розробці м'яких порід та скельних порід з розвантаженням в автомобільний транспорт:

$$A = (0,5 \div 1) R_{q,y}, \text{ м}; \quad (13.2)$$

Мінімальна ширина робочого майданчика:

$$\text{Ш}_{p,n} = B + c_1 + T + \text{Ш}_{\text{дон}} + z, \text{ м}; \quad (13.3)$$

де B – ширина розвалу зірваної породи, м; c_1 – безпечна відстань від нижньої бровки розвалу породи до транспортної смуги, м; T –

ширина транспортної смуги, м; $\Pi_{\text{доп}}$ – ширина площадки для допоміжного обладнання, м; z – ширина призми можливого обрубання, м;

$$z = H_y (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \alpha_p), \text{ м}; \quad (13.4)$$

де α – природний кут відкосу порід, град; α_p – кут відкосу борта робочого уступа, град.

13.2. Розрахунок продуктивності виймального обладнання

Годинна технічна продуктивність одноковшових екскаваторів:

$$\Pi_{\text{тех}} = \frac{3600E}{T_{\text{ц.р}}} \cdot K_e \cdot K_z \cdot \frac{\text{м}^3}{\text{год}}; \quad (13.5)$$

де E – ємність ковша екскаватора, $E=5 \text{ м}^3$; K_e – коефіцієнт екскавації; K_z – коефіцієнт вибою, що враховує вплив допоміжних операцій (0,85-0,9); $T_{\text{ц.р}}$ – розрахункова тривалість робочого циклу екскаватора, що залежить від типу розроблюваних порід та кута повороту екскаватора до розвантаження, с;

У свою чергу, $T_{\text{ц.р}}$

$$T_{\text{ц.р}} = t_k + t_n + t_b + t_p, \text{ сек}, \quad (13.6)$$

де t_k - тривалість копання (10 - 20сек)

t_n - тривалість повороту на вивантаження (4 - 6сек)

t_b - тривалість вивантаження (3 - 5сек)

t_p - тривалість повороту в забій (2 - 3сек).

- змінна експлуатаційна продуктивність екскаватора:

$$\Pi_{\text{е.зм}} = \Pi_{\text{тех}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot K_{\text{в.з}} \cdot \frac{\text{м}^3}{\text{змину}}, \quad (13.7)$$

де $T_{\text{зм}}$ – тривалість зміни (7-8), годин; $K_{\text{в.з}}$ – коефіцієнт використання екскаватора в часі (0,75 – 0,85).

Річна продуктивність екскаватора:

$$П_{e.p.}^{K.K.} = П_{e.зм.}^{K.K.} N_{\partial n.} n_{зм.}, \frac{м^3}{рік} \quad (13.8)$$

Необхідна кількість екскаваторів:

$$N_{K,K.} = \frac{Q_{річ}^{K.K.}}{П_{e.p.}^{K.K.}}, шт. \quad (13.9)$$

$$N_{B.П.} = \frac{Q_{річ}^{B.П.}}{П_{e.p.}^{B.П.}}, шт. \quad (13.10)$$

ДОДАТКИ

Додаток А

Параметри одноківшевих екскаваторів

Показники	Тип екскаватора					
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-6.3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6.3.у
1	2	3	4	5	6	7
Ємність ковша, м ³	5,2	8	6,3	4	12,5	6,3
Довжина стріли, м	-	-	-	-	-	-
Найбільший радіус черпання на горизонті установки екскаватора, $R_{ц}$, м	9,04	12,2	13,5	14,49	14,8	21,4
Радіус черпання, $R_{ч.мах}$, м	14,5	18,4	19,8	23,7	22,5	35
Висота черпання, $H_{ч.мах}$, м	10,3	13,5	17,1	22,2	15,1	30
Глибина копання, $H_{к.мах}$, м	-	-	-	-	-	-
Радіус розвантаження $R_{р.мах}$, м	12,3	16,3	17,9	22,1	19,9	33
Висота розвантаження $H_{р.мах}$, м	6,7	8,6	12,5	17,5	10	25
Висота напірного вала, $H_{нв}$, м	8,6	8,6	8,6	8,6	8,4	8,4
Радіус розвантаження при $H_{р.мах}$	11,8	15,6	16,5	18,6	19,5	26,5
Радіус повороту кузова $R_{к}$, м	5,25	7,78	7,78	7,78	10	10
Швидкість пересування, км/год	0,55	0,42	0,42	0,42	0,43	0,43
Маса екскаватора, т	190	370	380	365	658	676
Паспортна тривалість робочого циклу t_{mc} , при куті повороту екскаватора на 90°.	23	26	28	30	28	35

Продовження додатку А

Показники	Тип екскаватора							
	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-20	ЭШ-10/70у	ЭШ-15/90	ЭШ-20/90	ЭШ-40/85	ЭШ-100/100
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ємність ковша, м ³	10	15	20	10	15	20	40	100
Довжина стріли, м	-	-	-	70	90	90	85	100
Найбільший радіус черпання на горизонті установки екскаватора. $R_{чл}$, м	12,6	15,6	15,2	-	-	-	-	-
Радіус черпання, $R_{ч, max}$, м	18,4	22,6	22,1	66,5	83	83	82	97
Висота черпання, $H_{ч, max}$, м	13,5	16,4	17,9	-	-	-	-	.
Глибина копання, $H_{к, max}$, м	-	-	-	35	42,5	42,5	40	47
Радіус розвантаження $R_{розв}$, м	16,3	20	20	66,5	83	83	82	97
Висота розвантаження $H_{р, max}$, м	8,6	10	11,5	27,5	39,3	38,5	33	43
Висота напірного вала, $H_{нв}$, м	8,6	8,4	-	-	-	-	-	-
Радіус розвантаження при $H_{р, max}$, м	15,4	19,5	18,2	-	-	-	-	-
Радіус повороту кузова $R_{к}$, м	7,7	10	9,6	15	18,5	19,7	27,5	27,8
Швидкість пересування, км/год	0,42	0,43	0,9	0,2	0,08	0,08	0,08	0,08
Маса екскаватора, т	395	672	1060	740	1695	1740	3200	10300
Паспортна тривалість робочого циклу $t_{цир}$, с, при куті повороту екскаватора на 90°.	26	28	28	52	60	60	60	60

Список використаних літературних джерел

1. Маланчук З. Р., Гавриш В. С., Стріха В. А., Киричик І. М. Технології відкритої розробки корисних копалин : навч. посіб. Рівне : НУВГП, 2013. 285 с. ISBN 978-966-327-350-4.
2. Конспект лекцій з дисципліни «Механіка гірських порід» для студентів спеціальності 6.090300 «Розробка родовищ корисних копалин» / З. Р. Маланчук. Рівне : НУВГП, 2005. 202 с.
3. Мала гірнича енциклопедія : у 3 т. / за ред. В. С. Білецького. Д. : Східний видавничий дім, 2004 - 2013.
4. Бизов В. Ф. Основи технології гірничого виробництва. Т. IV «Виробничі процеси» : підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком «Гірництво». Кривий Ріг: Мінерал, 2000. 247 с.
5. Бизов В. Ф., Дриженко А. Ю. Відкриті гірничі роботи. Т. XIII «Виробничі процеси» : підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком «Гірництво». Кривий Ріг : Мінерал. 2004. 341 с.